

THE UNIVERSITY
OF ILLINOIS
LIBRARY

622.05

50

ser. 3
v. 5

REMOTE STORAGE

BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

3^e SÉRIE

TOME V

1891

SAINT-ÉTIENNE

AU SIÈGE DE LA SOCIÉTÉ

BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

NOTE THÉORIQUE ET EXPÉRIMENTALE

SUR

LE GRAISSAGE DES MACHINES ET LES LUBRIFIANTS

Par M. JULES DRON-LISBET, ingénieur civil des mines.

Le graissage ou lubrifiage a pour but de réduire le frottement et d'empêcher un trop grand développement de chaleur. Il consiste à interposer entre deux surfaces qui glissent ou qui tournent l'une sur l'autre un corps doué du plus petit coefficient de frottement, et de la plus grande puissance pour réduire le développement de la chaleur. Définitions.

En pareil cas, la résistance totale au frottement, qui s'oppose au mouvement relatif des deux corps solides, est due au frottement de la couche lubrifiante et des deux surfaces solides, ainsi qu'à la résistance interne de cette même couche lubrifiante. En d'autres termes, le glissement a lieu entre les surfaces solides et les deux couches minces qui sont en contact immédiat avec elles, de même qu'entre toutes les couches infiniment petites, parallèles ou concentriques, dans lesquelles on peut imaginer que soit partagée la couche lubrifiante.

Il faut donc considérer trois coefficients de frottement :

1° Ceux du lubrifiant relativement aux surfaces

solides, que l'on appelle *coefficient de frottements externes* ;

2° Celui du lubrifiant relativement à lui-même, qu'on appelle *coefficient de frottement interne*.

On comprend que ces coefficients multipliés par les surfaces frottantes et par leurs vitesses exprimeront, d'après les lois de l'hydrodynamique, les résistances partielles du frottement.

Examinons maintenant quelles sont les conditions que doit remplir un lubrifiant, et pour cela nous devons étudier d'abord quelles sont les lois qui régissent les frottements. On sait que le frottement est une résistance qu'on observe toutes les fois que deux molécules solides, liquides ou gazeuses se meuvent l'une sur l'autre.

Lois.

Il résulte des nombreuses expériences faites et des travaux scientifiques d'illustres savants que l'on peut poser les lois suivantes :

1° *Les lois du frottement de glissement varient suivant la nature des corps frottants ;*

2° *La limite de grippement est déterminée par la dureté du plus mou de deux corps en frottement ;*

3° *Le frottement est plus grand avec les matériaux tendres et plus faible avec les corps durs ;*

4° *Le frottement des surfaces lubrifiées est déterminé plutôt par la valeur du lubrifiant que par celle des solides eux-mêmes.*

Caractères.

Il résulte des considérations précédentes et d'autres dont il serait trop long de donner le détail ici que pour qu'une substance soit efficace, comme lubrifiant, elle doit posséder les caractères suivants :

1° *Présenter assez de cohésion et de viscosité pour empêcher les surfaces entre lesquelles elle se trouve*

interposée de se mettre en contact sous la charge maximum ;

2° La plus grande fluidité compatible avec la condition précédente ;

3° Le plus petit coefficient de frottement possible dans les conditions ordinaires d'emploi, ou, dans d'autres termes, il faut que la somme des coefficients de frottement solide et liquide soit un minimum ;

4° Un pouvoir maximum pour recevoir, emmagasiner, transmettre et expulser la chaleur ;

5° Pendant son exposition à l'air, son emploi ne doit pas être susceptible de décomposition ou même de modification dans sa composition par suite d'agglutination ou de toute autre cause ;

6° Elle doit être exempte d'acide ou d'autres substances pouvant produire l'altération des matériaux avec lesquels elle se trouve en contact ;

7° La température de vaporisation et de décomposition doit être très élevée et la température de solidification aussi basse que possible ;

8° Avoir les qualités requises pour être employée dans les conditions de vitesse et de pression déterminées ;

9° Elle doit être complètement exempte de corps solides, sables, poussières, etc.

La valeur d'un lubrifiant dépend donc de son efficacité pour réduire le frottement, de sa durée à l'usage, de la difficulté qu'il éprouve à fournir du cambouis, de l'absence d'acide et de toute substance grenue, de la fixité de sa composition, de son état physique malgré le changement de température, et aussi du pouvoir qu'il possède d'expulser la chaleur des touillons échauffés.

On doit donc, pour chaque cas particulier, étudier

ces différentes conditions et en déduire la valeur du lubrifiant.

Détermina-
tions.

Les procédés modernes pour éprouver les huiles consistent généralement en huit déterminations qui ont pour but :

- 1° La mesure de la densité ;
- 2° La détermination du degré de cohésion ou de viscosité ;
- 3° La détermination du pouvoir capillaire ;
- 4° La tendance des huiles à s'agglutiner ;
- 5° La détermination de leur température de décomposition, d'ébullition, d'inflammabilité et de congélation ;
- 6° Leur acidité ;
- 7° La détermination de leur durée et leur pouvoir d'absorption du calorique ;
- 8° La mesure de leur coefficient de frottement.

Nous ne ferons pas ici la description des nombreux et ingénieux appareils qui servent à faire toutes ces déterminations, ni des procédés et méthodes employés, car cela nécessiterait un volume entier ; mais nous passerons de suite à la discussion des caractères organoleptiques, physiques ou chimiques, qui peuvent caractériser un lubrifiant, puis à la discussion de sa valeur.

Caractères
organo-
leptiques.

Les caractères organoleptiques ont été employés de tous temps pour reconnaître les lubrifiants et même juger de leur qualité.

La vue nous permet de juger du degré d'épuration et de viscosité.

L'odorat et le goût nous font apprécier l'acidité et l'origine du produit.

Mais c'est surtout le tact qui peut nous fournir des données utiles sur un lubrifiant.

On trempe l'index d'une main dans l'huile que l'on

veut essayer et l'index de l'autre dans l'huile que l'on prend pour type de comparaison ; des deux côtés et de la même manière on frictionne l'index contre le pouce. Si l'huile essayée est plus mauvaise que l'huile type, on éprouvera d'abord autour de l'index qu'elle mouille une plus forte sensation de chaleur, et au frottement elle sera plus onctueuse. Si elle est meilleure, le sentiment de chaleur sera moindre qu'avec l'huile type et au frottement l'huile paraîtra plus rude.

Une huile est d'autant plus mauvaise qu'elle paraît à cette épreuve *plus grasse, plus onctueuse*. Une très bonne huile est nécessairement *très rude* au frottement. Une huile rude, au contraire, n'est pas nécessairement bonne, c'est-à-dire que ce seul caractère est loin de suffire pour permettre d'affirmer sa supériorité. Le caractère opposé est, au contraire, suffisant pour permettre d'affirmer l'infériorité de l'huile.

La densité n'est pas un caractère sur lequel on puisse se baser pour juger de la qualité d'un lubrifiant. Nous dirons même plus, c'est un caractère dont le consommateur ne doit pas s'occuper, car il l'induit presque toujours en erreur, d'autant plus qu'il n'a aucun rapport avec la cohésion et la capillarité, avec lesquels il est même fréquemment en contradiction. On est presque toujours trompé à son préjudice lorsqu'on attache une grande importance à la couleur et à la densité d'une huile destinée à un usage déterminé.

Caractères
physiques.
Densité.

La viscosité d'une huile est un des principaux caractères qu'il faut étudier lorsqu'on a à faire le choix d'un lubrifiant pour des conditions déterminées. En effet, il doit présenter une certaine consistance pour ne pas être chassé par un mouvement très rapide ou une très forte pression des surfaces en contact.

Viscosité.

Il est évident, et on peut le prouver mathématique-

ment, que la résistance totale développée entre un tourillon et un coussinet dépend de la pression, dont est en réalité fonction l'épaisseur de la couche lubrifiante, et de cette épaisseur dépend indirectement, il est vrai, la valeur du coefficient de frottement interne, ou viscosité, lequel est fonction de la température. En effet, l'expérience a démontré que lorsque celle-ci augmente, la viscosité diminue et que cette diminution est plus ou moins rapide pour différentes qualités d'huiles. De la même façon que le coefficient de frottement du lubrifiant relativement à lui-même est une fonction de la température, les coefficients de frottement du lubrifiant avec les surfaces solides devront aussi être des fonctions de la température. Considérons donc un coussinet et son tourillon et admettons ce qui se vérifie approximativement dans la pratique :

1° Que la couche lubrifiante soit limitée par deux surfaces cylindriques ;

2° Que chaque particule de la couche lubrifiante tourne avec une vitesse constante autour d'un axe commun aux surfaces enveloppantes ;

3° Que la pression hydrodynamique, dans la majeure partie de la couche, puisse être considérée comme constante.

Supposons, en outre, que la température soit constante et l'état des surfaces frottantes invariable ; il est évident que dans ces conditions les trois coefficients de frottement se maintiendront constants, et, pour ce motif, la force de frottement sera proportionnelle à la vitesse, si toutefois l'épaisseur de la couche lubrifiante ne dépend pas à son tour de la vitesse.

On démontre par un ingénieux développement de calcul que la résistance au frottement est directement proportionnelle à la vitesse de rotation relative du

tourillon et du coussinet et à la *viscosité* de l'huile lubrifiante. Ce fait est d'une importance capitale et doit attirer toute l'attention.

D'après les travaux très nombreux faits par des expérimentations différentes avec des méthodes et des appareils différents sur plusieurs qualités d'huiles, on peut déduire qu'il n'existe presque aucune relation entre les valeurs de la *densité* et celles du coefficient de frottement interne; on voit donc *que la densité* particulière à une température déterminée que l'on a l'habitude de consulter si souvent ne peut pas nous éclairer sur les qualités lubrifiantes d'un produit.

Nous reviendrons plus loin sur cet important sujet. Capillarité.

On donne le nom de *phénomènes capillaires* à ceux qui paraissent en opposition avec les lois d'équilibre des liquides, ou qu'on observe particulièrement dans les tubes dont le diamètre est très petit.

En physique on démontre :

1° *Que pour un même liquide, les hauteurs des colonnes soulevées dans divers tubes capillaires sont en raison inverse des diamètres de ces tubes;*

2° *Que dans un même tube l'ascension capillaire dépend essentiellement de la nature du liquide.*

Si, au lieu de tubes, on se sert de lames parallèles, les mêmes lois sont encore vérifiées, mais l'ascension est *moitié moindre*.

On comprend de suite quelle importance a le pouvoir capillaire d'un lubrifiant. C'est en vertu de ce pouvoir que le pétrole, l'alcool, etc., montent dans les mèches de lampes, que les huiles montent dans les mèches des godets graisseurs et des brosses des boîtes à graisse; c'est encore en vertu de ce même pouvoir que les huiles expulsées par des choes reprennent leur place comme dans les têtes de bielles, crosses de tiges,

pistons, glissières, etc. Nous reviendrons encore ultérieurement sur ce sujet.

Agglutination
et
persistance
de
l'action
lubrifiante.

L'agglutination est le phénomène par lequel les huiles se résinifient et forment du cambouis. Ce phénomène est dû à différentes causes dont nous allons essayer d'expliquer les effets. Sous l'action de la chaleur et au contact de l'air, il se forme des acides gras (margariques, linoliques, etc.) qui absorbent très rapidement l'oxygène de l'air et font épaisir l'huile. D'un autre côté, ces acides agissent, faiblement il est vrai, sur les métaux en présence et forment des sels composés qui constituent les cambouis mêlés aux matériaux en poudre extrêmement ténue provenant de l'usure des coussinets et tourillons.

Théoriquement, une huile ne doit pas s'user, mais pour cela il faut qu'elle ne soit pas altérée par les agents atmosphériques et physiques. Un corps aura donc une action lubrifiante d'autant plus persistante qu'il résistera mieux à ces agents.

Décomposi-
tion.
Ébullition.
Inflammabilité.
Congélation.

Il est inutile d'insister sur la nécessité d'employer des lubrifiants dont la température de décomposition, d'ébullition, d'inflammabilité, soit aussi élevée que possible et la température de congélation aussi basse que possible. Cette nécessité se fait encore plus sentir pour les lubrifiants qui servent à graisser les parties des machines qui fonctionnent à chaud, comme les pistons des machines à vapeur, à gaz, à air comprimé, tourillons de laminoirs, glissières des marteaux-pilons, etc.

Pour presque toutes les huiles fixes, les points de décomposition et d'ébullition sont sensiblement les mêmes, et toutes dégagent de l'acide carbonique, des carbures d'hydrogène liquides et gazeux et une huile volatile appelés *acroléine*.

L'inflammabilité d'une huile doit être considérée à deux points de vue :

- 1° L'inflammabilité des gaz ;
- 2° L'inflammabilité du liquide.

Jamais on ne doit employer une huile émettant des vapeurs à 120 degrés et même en dessous de 149 degrés.

On comprend quel rôle important joue ce coefficient dans les produits employés pour le graissage des parties de machine fonctionnant à chaud et aussi dans les coussinets et articulations où évidemment pour une cause quelconque il peut se produire de l'échauffement.

Le point de congélation des huiles lubrifiantes doit être aussi bas que possible et dans aucun cas supérieur à la température minimum que peut atteindre l'air ambiant. On comprend facilement la perturbation que peut amener dans un graisseur la congélation ou même le simple figement d'une huile.

En effet, le pouvoir capillaire disparaît et l'écoulement ne se produit plus.

Les huiles lubrifiantes peuvent renfermer des acides organiques et des acides minéraux. Tous deux attaquent les métaux et forment avec eux des sels qui sont la base des cambouis. Il y a donc non seulement usure des matériaux, mais aussi du lubrifiant, qui perd en même temps de ses qualités.

Acidité.

Jusqu'à présent, on ne connaît aucune donnée certaine sur la consommation relative de diverses huiles, en admettant qu'elles soient employées dans des conditions à développer toute leur capacité lubrifiante ; mais l'expérience a prouvé que la résistance au frottement dépend non seulement de la qualité du lubrifiant, mais aussi de la quantité du lubrifiant employé.

Durée.
Pouvoir
absorbant
du
calorique.

Il serait très intéressant d'étudier par l'analyse chimique les conditions des lubrifiants après qu'ils ont servi, afin de rechercher l'aptitude qu'ils ont d'être employés plusieurs fois au même usage.

Un fait important et qu'il faut bien se graver dans l'esprit, c'est que le minimum de *durabilité* d'un lubrifiant n'a pas nécessairement un rapport défini avec la quantité que l'on use ordinairement quand le travail se fait dans d'autres conditions, ni même avec la quantité indispensable alors.

Ordinairement, on emploie la même quantité de lubrifiants différents sans se préoccuper de savoir si leur pouvoir lubrifiant est plus ou moins grand, cette quantité étant déterminée par la rapidité avec laquelle les lubrifiants se répandent sur le tourillon, plutôt que par le caractère intrinsèque de ces derniers. Toutes choses égales d'ailleurs, le lubrifiant le plus visqueux se répand le plus lentement et, par conséquent, semblera durer plus longtemps que le lubrifiant plus liquide. Ces considérations sont plus importantes qu'on ne le croit généralement, et on a tort, dans la pratique journalière de la manière dont on se sert de tel ou tel lubrifiant, de ne pas tenir compte de sa durabilité, car on arrive forcément ainsi à en employer utilement ou à en gaspiller la même quantité, que son pouvoir de durée soit grand ou petit.

La qualité d'un lubrifiant dépend aussi de son pouvoir absorbant du calorique développé par les surfaces en frottement. On sait que deux corps glissant l'un sur l'autre produisent une quantité de chaleur qui est exactement équivalente au travail de frottement qui en est la mesure.

Ce développement de chaleur réduit la viscosité des lubrifiants et les rend plus faciles à expulser d'entre les surfaces frottantes lorsqu'on a de fortes pressions; il

altère sérieusement les surfaces en contact; il enflamme souvent même les lubrifiants et peut occasionner des accidents graves et des incendies.

Dans l'épreuve d'un lubrifiant, la détermination la plus importante que l'on a à faire est sans contredit celle qui a rapport au coefficient de frottement.

Coefficient
de
frottement.

On peut apprécier la diminution du frottement que produit une matière lubrifiante, soit directement en déterminant le coefficient de frottement, soit indirectement en mesurant l'échauffement qu'éprouve un coussinet graissé avec l'huile essayée au bout d'un certain temps de révolutions.

Un grand nombre d'appareils ont été inventés pour faire ces déterminations, mais aucun ne peut donner une mesure absolue, et on comprend que tous les résultats ne sont que relatifs, c'est-à-dire qu'ils ne font qu'indiquer de combien la matière essayée est supérieure ou inférieure à une matière lubrifiante reconnue bonne et prise pour type.

Parmi les nombreux appareils de cette espèce, nous ne citerons que les plus employés :

Appareil de Mac-Naught (de Glasgow),

— de Baley,

Le dynamomètre de Crossley,

La balance de frottement de Waljen,

Appareil d'Ingram et Stapfer,

La machine de Naper,

— de Hoogson,

L'appareil Deprez et Napoli,

— Thurston-Henderson,

et diverses autres machines construites et établies dans les ateliers de différentes Compagnies de chemins de fer français, anglais, américains et russes, etc.

De tous les travaux exécutés sur ce sujet, les plus

complets et les plus récents sont sans contredit ceux de M. Robert H. Thurston, professeur de mécanique à l'institut technologique Stevens, et ceux du général russe V. Pétroff, directeur de l'institut technologique de Saint-Pétersbourg.

Formule
du général
Pétroff.

Nous croyons être agréable à nos lecteurs en donnant ici, aussi succinctement que possible, quelques-unes des intéressantes recherches faites sur le graissage par le général Pétroff.

Considérons un tourillon tournant dans son coussinet et admettons :

1° Que la couche lubrifiante est limitée à deux surfaces cylindriques ;

2° Que chaque particule de la couche se meuve avec une vitesse constante autour de l'axe commun aux surfaces enveloppantes ;

3° Que la pression hydrodynamique dans la couche lubrifiante soit constante.

Le général Pétroff a obtenu par de savants calculs (*) la relation

$$F = \frac{\alpha v S}{\epsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}} \quad (1)$$

F étant la résistance totale de frottement ;

v la vitesse à la surface du tourillon ;

S la surface frottante du tourillon ;

ϵ l'épaisseur de la couche lubrifiante ;

α coefficient de frottement interne ;

β, β_1 coefficients de frottement externe.

(*) Cet ingénieux développement de calcul a obtenu le prix Pomonosoff de 1.000 roubles de l'Académie des sciences de Saint-Pétersbourg.

De nombreuses expériences faites par le général Pétroff prouvent que pour toutes les huiles lubrifiantes indistinctement on peut considérer comme constant le

dénominateur $\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}$ de l'expression (1).

Si nous admettons sur le tourillon un autre lubrifiant et une vitesse différente, nous aurons pour expression de la résistance

$$F' = \frac{\alpha v' S}{\varepsilon' + \frac{\alpha'}{\beta'} + \frac{\alpha'}{\beta'_1}}$$

et par suite de l'observation ci-dessus qui me permet d'écrire :

$$\varepsilon' + \frac{\alpha'}{\beta'} + \frac{\alpha'}{\beta'_1} = \varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1} \quad (2)$$

nous aurons :

$$\frac{F}{F'} = \frac{v \alpha}{v \alpha'} \quad (3)$$

Si nous discutons les trois formules que nous venons d'établir nous remarquons : Dédutions.

1° Que la formule (1), étant établie sans faire intervenir le diamètre du tourillon, s'applique aux surfaces planes aussi bien qu'aux surfaces cylindriques ;

2° Que la même formule paraît indiquer que la force F est indépendante de la pression, mais cela n'est pas, puisque l'épaisseur ε est fonction de cette pression et que cette épaisseur ε dépend, bien qu'indirectement, de α ;

3° D'après la formule (2), nous concluons que le dénominateur de l'égalité (1) est indépendant de la vitesse et de la qualité de l'huile représentée par la valeur de α ;

4° Que, pour un même tourillon et un même coussinet lubrifiés par la même huile, en supposant que la température reste constante ainsi que α, β, β_1 , la force F sera proportionnelle à la vitesse v , si toutefois l'épaisseur ϵ ne dépend à son tour de v .

C'est d'ailleurs ce qu'a vérifié Hirn ;

5° D'après la formule (3), on peut conclure que la résistance totale au frottement est directement proportionnelle à la vitesse de rotation relative du tourillon et du coussinet, et à la *viscosité* de l'huile lubrifiante. Voilà un point d'importance capitale sur lequel nous appelons toute l'attention.

Remarquons en passant que la valeur de α ou la viscosité d'une huile diminue ou augmente avec la température, mais que ces variations ne sont pas les mêmes pour des huiles différentes. De même que le coefficient de frottement interne d'une huile est fonction de la température, les coefficients de frottement externes devront être fonction de la température.

Détermination
du
coefficient
de
frottement
interne.

Nous pouvons facilement connaître la vitesse relative de rotation, voyons comment on peut déterminer le coefficient de résistance interne. Si nous faisons couler par un tube mince de longueur L et de diamètre d le lubrifiant considéré sous une pression constante p et à une température parfaitement déterminée, le volume V de liquide débité pendant le temps θ sera donné, d'après les lois de la physique, par la formule :

$$V = \frac{\pi d^3 p \theta}{(\Delta) \alpha L}$$

d'où l'on déduit

$$\alpha = \frac{\pi d^3 p \theta}{(\Delta) L V}$$

Traçons des courbes rapportées à deux axes ortho-

gonaux dont les abscisses représentent les températures et les ordonnées les valeurs correspondantes de α . Ces courbes synoptiques pourront être considérées comme caractérisant les liquides lubrifiants auxquels elles se rapportent.

Considérons à nouveau le tourillon dont nous avons parlé, et admettons que pendant son mouvement permanent tout le travail produit par la résistance au frottement se transforme en chaleur, laquelle se transmet de proche en proche des corps solides à l'air ambiant. La quantité de chaleur produite dans l'unité de temps est donnée par l'expression

$$\frac{F v}{E}$$

en désignant par E l'équivalent mécanique de la chaleur, qui est égale à 424.

Nous aurons donc, d'après la formule (1)

$$\frac{F v}{E} = \frac{v^2 S \alpha}{\epsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}} \frac{1}{E}$$

Désignons par D le coefficient de conductibilité des corps solides entre lesquels est interposée la couche lubrifiante ; t la température de cette couche ; t_0 celle de l'air ambiant.

La quantité de chaleur transmise dans l'unité de temps sera donnée par l'expression

$$D (t - t_0)$$

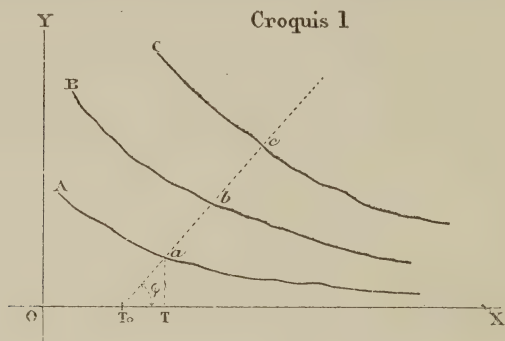
La quantité de chaleur développée étant égale à celle transmise, nous pourrions écrire l'équation

$$\frac{\alpha v^2 S}{\epsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}} \frac{1}{E} = D (t - t_0),$$

d'où l'on déduit

$$\frac{\alpha}{t - t_0} = \frac{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}}{v^2 S} \text{ D E } (4).$$

Supposons que nous ayons rapporté à deux axes de coordonnées les courbes caractéristiques de deux lubri-



fiant et appelons ces courbes A, B et C (croquis 1), et voyons quelles sont les différentes questions intéressantes relatives aux frottements que nous pouvons résoudre à l'aide de ces courbes.

Indiquons sur l'axe OX des températures les points T et T_0 correspondant aux températures observées t et t_0 .

L'ordonnée Ta , représentera évidemment la valeur cherchée de α .

Si nous traçons la ligne T_0a , la tangente de l'angle sera

$$\frac{a T}{T_0 T} = \frac{a T}{(OT - OT_0)} = \frac{\alpha}{t - t_0}$$

et par suite de l'égalité (4), nous pourrions écrire :

$$\text{tang. } \varphi = \frac{\alpha}{t - t_0} = \text{E D } \frac{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}}{v^2 S} \quad (5).$$

Si nous faisons avec la courbe caractéristique B le même raisonnement, nous aurons l'égalité

$$\text{tang. } \varphi = \frac{\alpha'}{t - t_0} = E D \frac{\varepsilon' t \frac{\alpha'}{\beta'} + \frac{\alpha'}{\beta'_1}}{v^2 S}$$

Or, nous avons vu précédemment que dans le cas présent on peut écrire

$$\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1} = \varepsilon' + \frac{\alpha'}{\beta'} + \frac{\alpha'}{\beta'_1}$$

On aura donc : $\text{tang. } \varphi = \text{tang. } \varphi'$

ce qui veut dire que sur la couche B le point b qui a pour ordonnée α' et pour abscisse t' se trouve sur le prolongement de la ligne $T_0 a$.

En résumé, si l'on a les courbes caractéristiques A, B, C, D, de différentes huiles, il sera toujours facile, en notant la température ambiante et celle de la couche lubrifiante d'une quelconque des huiles, de déterminer les températures que prendraient toutes les couches de toute autre qualité d'huile. On suppose naturellement que l'on considère toujours le même système de coussinet et de tourillon marchant à la même vitesse et sous une même pression.

En effet, les abscisses des points a, b, c, d, e représentent précisément les températures que l'on aurait entre les coussinets et le tourillon, si l'on employait les huiles A, B, C, D, E.

Les ordonnées de ces mêmes points représentent évidemment les valeurs $\alpha, \alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ du coefficient de frottement interne, et si nous nous reportons à la formule :

$$F = \frac{\alpha v S}{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}}$$

on pourra calculer les valeurs correspondantes de F , F_1 , F_2 , F_3 , et on voit que les rapports de ces valeurs dépendent de la température de l'air ambiant.

Si nous supposons que la température externe soit aussi constante, les rapports entre les résistances de frottement seront exprimés par les rapports des ordonnées des points d'intersection d'une même droite avec les courbes caractéristiques des diverses huiles, c'est-à-dire que

$$\frac{F_n}{F_{n'}} = \frac{\alpha_n}{\alpha_{n'}}$$

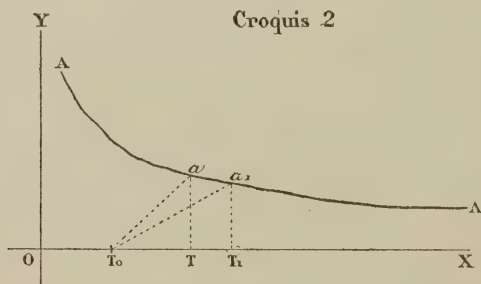
Or, nous avons vu précédemment que

$$\text{tang. } \varphi = \frac{\alpha}{t - t_0} = ED \frac{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}}{v^2 S}$$

ce qui nous indique que ces rapports sont fonctions de la tangente trigonométrique de l'angle φ , laquelle est à son tour dépendante du coefficient de conductibilité des corps solides.

Influence
de la vitesse.

Recherchons maintenant graphiquement l'influence de la variation de vitesse sur la résistance totale du frottement.



Supposons que la courbe A soit la caractéristique d'un lubrifiant dont la température est t , quand celle de

l'air ambiant est t_0 , que la vitesse de rotation du tourillon est v , sa surface d'appui S et que la pression de ce coussinet est telle que l'épaisseur de la couche lubrifiante est ε ; on aura (croquis 2) :

$$OT_0 = t_0$$

$$OT = t$$

$$aT = \alpha$$

Supposons que, toutes circonstances restant identiques, la vitesse v devienne v_1 , naturellement les valeurs φ , α et t deviendront φ_1 , α_1 , et t_1 , en sorte que l'équation

$$\text{tang. } \varphi = \frac{\alpha}{t - t_0} = \frac{ED \left(\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1} \right)}{v^2 S}$$

deviendra :

$$\text{tang. } \varphi_1 = \frac{\alpha_1}{t_1 - t_0} = \frac{ED \left(\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1} \right)}{v_1^2 S}$$

comparant ces équations, on aura :

$$\frac{\text{tang. } \varphi_1}{\text{tang. } \varphi} = \frac{\alpha_1 (t - t_0)}{\alpha (t_1 - t_0)} = \frac{v_1^2}{v^2}$$

d'où :

$$\text{tang. } \varphi_1 = \left(\frac{v_1^2}{v^2} \right) \text{tang. } \varphi$$

Il suffira donc, pour déterminer la résistance totale F_1 de frottement correspondant à la vitesse v_1 , de mener du point T_0 la droite dont la tangente trigonométrique est φ_1 ; son point d'intersection a_1 avec la courbe caractéristique de l'huile aura pour abscisse la température t_1 et pour ordonnée α_1 .

De l'étude de différentes courbes caractéristiques, il résulte que la valeur de α diminue avec l'augmentation

de vitesse, et par suite le produit αv ne doit pas augmenter aussi rapidement que v .

D'un autre côté, on observe que l'influence de la vitesse devient plus sensible à mesure que φ augmente, et lorsque φ est peu différent de $\frac{\pi}{2}$, la résistance totale devient sensiblement proportionnelle à la vitesse v .

Influence
de la
température.

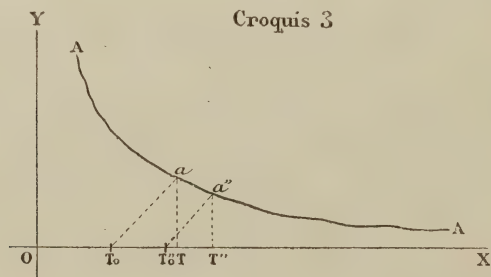
Supposons que toutes les conditions du mouvement restent les mêmes, mais que la température externe t_0 deviennent t''_0 . Il est évident que dans ce cas la température de la couche lubrifiante variera sensiblement et deviendra t'' , de même que le coefficient de frottement interne qui sera α'' , et nous pourrons écrire l'équation :

$$\text{tang. } \varphi'' = \frac{t''}{t'' - t''_0} = ED \frac{\varepsilon + \frac{\alpha''}{\beta''} + \frac{\alpha''}{\beta''_1}}{v^3 S}$$

et, en vertu de ce qui a été dit précédemment, nous aurons :

$$\text{tang. } \varphi'' = \text{tang. } \varphi = \frac{t''}{t'' - t''_0} = \frac{t}{t - t_0}$$

c'est-à-dire l'angle $\varphi'' = \varphi$.



Il suffira donc, pour obtenir des valeurs de α'' et de t'' , de déterminer sur l'axe des abscisses (croquis 3) le

point T_0'' correspondant à la valeur de t_0'' , et de mener par ce point une parallèle à la ligne T_0a pour obtenir un point a'' dont l'abscisse et l'ordonnée seront respectivement les valeurs de t'' et de α'' .

Soit P la pression totale, F la résistance totale et f le coefficient de frottement; on sait que $F = Pf$; d'après la relation (1) nous pourrions donc écrire :

Détermination
du
coefficient
de
frottement.

$$F = Pf = \frac{\alpha v S}{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}}$$

d'où l'on déduit,

$$f = \frac{\alpha v}{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}} \frac{S}{P} \quad (6)$$

Si nous supposons que pour la température t_0'' le coefficient de frottement est f'' nous aurons, en introduisant la valeur α'' dans l'équation précédente,

$$f'' = \frac{\alpha'' v}{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}} \frac{S}{P}$$

et en comparant ces deux équations

$$\frac{f''}{f} = \frac{\alpha''}{\alpha}$$

Ce résultat est confirmé par un très grand nombre d'expériences faites avec des appareils construits exprès.

D'après de très nombreuses expériences, on peut admettre que, dans la formule

Relations
entre
la pression
des
coussinets
sur
le tourillon
et le
frottement.

$$F = \frac{\alpha v S}{\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1}}$$

qui exprime la résistance de frottement, le dénominateur est inversement proportionnel à la racine carrée de la pression à laquelle est soumise la couche lubrifiante, rapportée à l'unité de superficie.

Si donc p représente cette pression

$$p = \frac{P}{S}$$

et on pourra écrire la relation approximative

$$\left(\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1} \right) \sqrt{p} = K$$

dans laquelle K est une constante.

Si dans les équations (1), (5) et (6) nous remplaçons,

$$\varepsilon + \frac{\alpha}{\beta} + \frac{\alpha}{\beta_1} = \frac{K}{\sqrt{p}}$$

nous aurons

$$F = \frac{\alpha v S \sqrt{p}}{K}$$

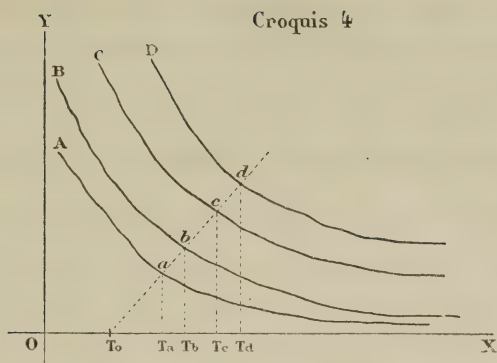
$$f = \frac{\alpha v S \sqrt{p}}{K P} = \frac{\alpha v \sqrt{p}}{K p}$$

$$\text{tang. } \varphi = \frac{\alpha}{t - t_0} = \frac{E D K}{v^2 S \sqrt{p}}$$

De très nombreuses expériences exécutées dans des conditions très différentes démontrent l'approximation suffisante de ces formules.

Application
de la
théorie.

La plus importante application de la théorie précédente est évidemment celle qui consiste à déterminer, parmi un certain nombre de lubrifiants différents, celui qui permettra d'obtenir le minimum de dépense totale pour la production du travail moteur et pour la lubrification.



Rapportons à deux axes orthogonaux les courbes caractéristiques des différents lubrifiants entre lesquels on doit faire un choix, connaissant la température t_0 de l'air ambiant et celle t de la couche lubrifiante d'une huile quelconque, C par exemple ; on indique sur cette caractéristique le point c correspondant à la température t et sur l'axe des abscisses (croquis 4) le point T_0 correspondant à la température t_0 . On joint ces deux points par une droite et les points d'intersection de cette droite avec les différentes caractéristiques ont pour ordonnées des longueurs proportionnelles aux frottements totaux correspondant aux lubrifiants considérés.

Sachant que les quantités de combustible brûlé à cause de la résistance de frottement sont approximativement proportionnelles aux frottements totaux et par suite aux ordonnées des points a, b, c, d , et connaissant le prix du combustible et aussi des lubrifiants, il sera facile de déterminer celui auquel on doit donner la préférence.

Supposons :

1° Que pour une huile, l'on ait observé que pour un frottement déterminé l'on consomme m kilogr. de combustible et n de lubrifiant ;

Choix
des
lubrifiants.

2° Que l'étude graphique des capacités lubrifiantes de deux huiles A et B nous démontre que le rapport des coefficients de frottement de ces huiles est de $\frac{\delta}{\lambda}$, on pourra immédiatement en déduire que la dépense de combustible sera de $m \frac{\delta}{\lambda}$ si l'on emploie l'huile B en place de A. Admettons que le prix du combustible est de p la tonne et ceux des huiles A et B respectivement q et q' les 100 kilog., et que l'on consomme la même quantité des deux huiles ;

Si l'on emploie l'huile B au lieu de A, la dépense en huile sera augmentée ou diminuée de $(q - q') n$, suivant que q sera $<$ ou $>$ que q' , et que la dépense du combustible sera augmentée ou diminuée de

$$\left(m - \frac{\delta}{\lambda} m\right) p = \left(1 - \frac{\delta}{\lambda}\right) p m,$$

suivant que le rapport $\frac{\delta}{\lambda}$ sera $>$ ou $<$ que l'unité.

En résumé, l'économie positive ou négative sera représentée par l'expression

$$R = (q - q') n - \left(1 - \frac{\delta}{\lambda}\right) p m$$

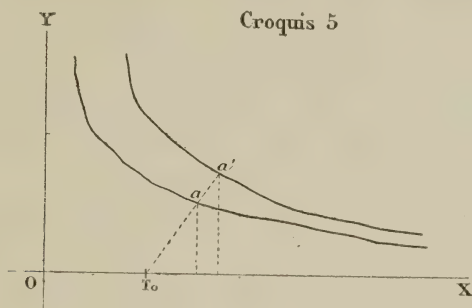
Mélanges
d'huiles.

La théorie exposée permet de déterminer les proportions dans lesquelles il faut mélanger des huiles de qualités différentes pour obtenir un lubrifiant convenable pour chaque saison ou chaque température externe, car on sait que les propriétés lubrifiantes dépendent beaucoup de la température et qu'il ne faut pas par conséquent employer la même qualité dans tous les cas.

Nous avons vu précédemment que la *densité* ne peut nous guider puisqu'elle est indépendante de la viscosité,

mais la courbe caractéristique nous donnera des indications pour le choix du lubrifiant le plus convenable.

Rapportons à deux axes orthogonaux la courbe caractéristique de l'huile type et aussi de celles des différentes huiles qui doivent entrer en mélange (croquis 5).



On connaît toujours, du moins approximativement, les limites entre lesquelles il est probable qu'oscillera la température de la couche lubrifiante. Il faudra que le mélange soit fait de telle façon que sa caractéristique s'écarte aussi peu que possible de la courbe type, au moins dans les limites de température indiquées, c'est-à-dire qu'elle soit telle qu'en prolongeant la ligne qui joint le point T_0 de l'axe des abscisses, lequel représente la température externe, avec le point a qui correspond à la température de la couche lubrifiante, l'intersection de cette ligne T_0a avec la 2^e couche donne un point dont l'abscisse soit peu différente de celle du point correspondant de la courbe type. L'ordonnée du même point représentera évidemment la résistance au frottement.

Il est évident qu'il ne suffit pas que le mélange soit représenté par une caractéristique qui satisfasse à la condition indiquée, mais il faudra encore qu'il satisfasse aux conditions énoncées au commencement de cette notice.

Consomma-
tion.
Durabilité.

Jusqu'ici nous n'avons pas parlé de la consommation du lubrifiant, qui est un facteur essentiel du prix de revient d'un graissage.

Dans l'état actuel des connaissances que l'on a à ce sujet, on ne possède pas encore de données certaines sur la consommation des huiles, en admettant qu'elles soient employées dans des conditions à développer toute leur capacité lubrifiante.

La théorie ne donne à cet égard aucun renseignement, mais il paraît cependant que la consommation varie dans des limites assez rapprochées.

Il est évident que dans le choix d'un lubrifiant on doit prendre en considération sa durabilité et qu'il faut aussi accorder quelque attention aux surfaces en contact, car il faut que le lubrifiant puisse circuler librement et que la pression entre les surfaces ne soit pas excessive.

Quant à l'usure des surfaces en contact, elle n'est guère prise en considération ; on ne s'occupe généralement que de la composition élémentaire de ces surfaces et de leur état physique.

Le sujet dont nous parlons ici n'est que très peu connu, et il faut espérer que l'on étudiera sous peu par l'analyse chimique et des expériences minutieuses les conditions des vieux lubrifiants, après qu'ils ont servi, afin de chercher l'aptitude qu'ils ont à être employés plusieurs fois successives.

Lorsqu'on fait dans la pratique journalière des expériences relatives à la durabilité des lubrifiants, on rencontre des difficultés sérieuses qui ne dépendent pas de la nature du lubrifiant. Le maximum de durabilité n'a pas nécessairement un rapport défini avec la quantité usée ordinairement quand le travail se fait dans d'autres conditions, ni même avec la quantité alors indispensable.

Ordinairement, on emploie la même quantité de lubrifiants différents, sans se préoccuper de savoir si leur pouvoir lubrifiant est plus ou moins grand, cette quantité étant déterminée par la rapidité avec laquelle les lubrifiants se répandent sur les tourillons plutôt que par le caractère intrinsèque de ces produits.

Toutes choses égales d'ailleurs, le lubrifiant le plus visqueux se répand plus lentement et par conséquent semble devoir durer plus longtemps que le lubrifiant plus liquide ; le procédé consistant à appliquer le lubrifiant sur le tourillon fera connaître si la substance essayée fait réaliser des économies ou occasionne des pertes.

Il est évident que la manière la meilleure de procéder consiste à déterminer d'abord la valeur du lubrifiant, au moyen d'une série d'expériences minutieuses, aux pressions, vitesses et avec surfaces frottantes semblables à celles auxquelles on aura à faire.

On adoptera ensuite le lubrifiant qui assurera la plus grande économie.

En général, dans la pratique, la détermination de la durabilité d'un lubrifiant a peu d'importance parce qu'on en tient rarement compte.

La valeur réelle d'un lubrifiant est donc presque toujours mesurée par le pouvoir qu'il a de réduire le frottement. Valeur
réelle
d'un lubrifiant.

La valeur réelle d'un lubrifiant pour l'industrie qui l'emploie est une qualité assez difficile à déterminer, car cette valeur dépend non seulement de son pouvoir de réduire le frottement et de sa durabilité, mais aussi de la force que son emploi économise.

La valeur commerciale est naturellement déterminée par la loi de l'offre et de la demande qui, ordinairement, si on lui laisse le temps d'agir, établit les prix

dans une proportion relative, mais non pas rigoureuse suivant les valeurs réelles.

En général, le consommateur donne la préférence au produit le moins cher, et cependant il arrive fréquemment que le consommateur a tout intérêt à employer un article d'un prix élevé plutôt que d'accepter à un prix réduit une marchandise de qualité inférieure.

Si nous admettons l'hypothèse que la *valeur marchande* d'un lubrifiant est *directement* proportionnelle à sa durabilité et *inversement* à son coefficient de frottement, nous pourrions calculer de la manière suivante une *valeur approximative* qui permet de comparer les lubrifiants.

Supposons que nous employions deux huiles différentes X et X' dans les mêmes conditions de pression par centimètre carré et de vitesse. Supposons, de plus, que ces deux huiles soient employées, la première pendant n minutes et la deuxième pendant n' minutes, que leurs coefficients de frottement respectifs soient f et f' .

Les valeurs relatives seront

$$q = \frac{n}{f} \text{ et } q' = \frac{n'}{f'}$$

Si la première vaut P, la deuxième vaudra $P' = q' P$.

Cette évaluation approximative du prix marchand d'un lubrifiant est simple et généralement considérée comme suffisamment exacte par les négociants et les consommateurs.

Quand on connaît exactement le prix de la force motrice, quand on a trouvé la quantité de chacun des divers lubrifiants nécessaire pour faire le même travail et que l'on possède leurs divers coefficients de frottement, on peut déterminer la différence réelle des valeurs de tel ou tel lubrifiant.

Cette différence est mesurée par le prix de la différence des quantités de force dépensée pour faire fonctionner une machine, quand elle est graissée d'abord avec l'un, puis avec l'autre *des deux lubrifiants*.

Ordinairement, le consommateur trouvera de l'économie à employer le lubrifiant qu'il aura reconnu avoir les qualités requises pour l'usage qu'il en veut faire, sans regarder au prix, et il réalisera une économie réelle qui lui permettra de retrouver et même de compenser plusieurs fois l'excédent de dépenses.

La Madeleine-lez-Lille, le 1^{er} décembre 1890.

ÉTUDE

SUR

L'ÉTAGE CARBONIFÈRE DU BAS-BOULONNAIS

Par M. LUDOVIC BRETON,

Ingénieur-directeur des travaux de la C^{ie} du Chemin de fer sous-marin
entre la France et l'Angleterre (1).

L'Ecole de M. Gosselet, le savant professeur de géologie à la Faculté des sciences de Lille, assigne, depuis 1873, d'après les remarquables études du Maître, la même date de formation à l'étage carbonifère du Bas-Boulonnais et à celui du grand bassin du Pas-de-Calais. Elle admet, en outre, que ces deux bassins, séparés par 39 kilomètres de terrains primaires sans houille entre Fléchinelle et Hardingham, communiquaient à l'époque de leur formation.

Plus je m'enfonce dans l'étude des terrains du Bas-Boulonnais, plus, je dois l'avouer, le doute augmente dans mon esprit sur l'analogie des dates de formation de ces deux bassins, et voici les principales raisons qui me font conclure que la composition du bassin d'Hardingham diffère essentiellement de celle du grand bassin du Pas-de-Calais :

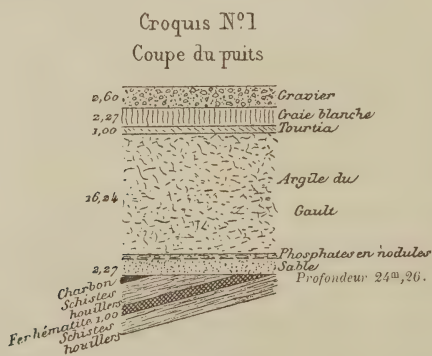
Plusieurs couches géologiques et certaines roches isolées reconnues dans le bassin d'Hardingham n'existent pas dans les 750 mètres d'épaisseur de terrain houiller que j'ai étudiés dans les concessions de Dourges et d'Auchy-au-Bois. Par exemple, le grand bassin du

(1) Note communiquée à la réunion de la Société de l'Industrie minérale (District du Nord), à Douai, le 16 novembre 1890.

Pas-de-Calais ne renferme pas de couches de minerai de fer assez épaisses pour être exploitées ; on n'y rencontre que de minces lits de carbonate de fer et cette rencontre n'a lieu, le plus souvent, que dans le toit des veines. Dans le Bas-Boulonnais, au contraire, on trouve deux couches d'hématite de un mètre d'épaisseur chacune et analogues à la couche de même nature du petit bassin de la Forêt de Dean, situé à 30 kilomètres au Nord-Est du grand bassin du Pays de Galles.

Voici, à titre de curiosité, dans quel style ampoulé la rencontre de la première couche d'hématite fut annoncée, le 18 mai 1838, aux actionnaires des Sociétés de Fiennes et d'Hardinghen réunies :

« La terre que nous fouillons semble vouloir nous
 « récompenser de nos soins en nous offrant un minerai
 « de fer qui peut devenir pour notre association la
 « source d'une immense prospérité. Nous avons ren-
 « contré, à 24^m,26 de profondeur, le terrain houiller,
 « puis une tête de charbon de peu d'importance, et,
 « immédiatement au-dessous, nous avons rencontré
 « une mine de fer oxydé de la plus grande richesse. »



Après une telle réclame, les actions firent prime de 4.000 francs. Quant à la couche de minerai de fer, il n'en fut plus question et elle ne fut pas exploitée.

La seconde couche fut rencontrée dans le fonçage de la fosse « Providence », à 220 mètres de profondeur; sa couleur était grise et sa forme oolithique; elle ne fit l'objet d'aucune communication aux actionnaires et, de même que pour la première, l'exploitation n'en fut pas commencée.

Malgré toutes mes recherches, je n'ai jamais rencontré non plus, sur les dépôts de terrain houiller qui avoisinent les puits de mines, des argiles blanches réfractaires semblables à celles que je découvre en Bas-Boulonnais en couches très régulières, dans le terrain houiller supérieur que j'exploite dans ma fosse « La Glaneuse n° 1 ». Ces argiles peuvent soutenir la comparaison avec les argiles les plus renommées du Duché de Hesse et celles non moins réputées et non moins cher de l'Ecosse.

L'analyse de ces deux argiles donne, du reste, des résultats sensiblement identiques :

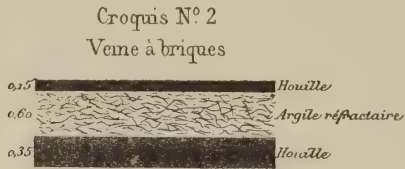
	Argile de Glasgow, 1 ^{re} qualité, analysée par M. J. Brown.	Argile d'Hardinghen analysée aux Aciéries de France.
Silice.....	66,16	67,70
Alumine.....	22,54	19,30
Chaux.....	1,42	Traces
Magnésie.....	Traces	0,50
Oxyde de fer...	5,31	2,30
Eau.....	3,14	6,30 + 2,50 d'humidité.

Ajoutons que moins une argile est ferrugineuse plus elle est réfractaire.

Aux Aciéries de France, les argiles du terrain houiller en Bas-Boulonnais remplacent les argiles du duché de Hesse employées pour la fabrication des tuyères des Bessemer.

Déjà en 1846, M. Bouchet, ancien ingénieur des Mines de Fiennes et d'Hardinghen réunies, avait signalé une couche d'argile réfractaire formant l'havrit

d'une veine nommée pour cette raison « veine à briques », et lors de la démolition des foyers des chaudières des fosses abandonnées « Providence et Renaissance », j'ai vu des briques réfractaires fabriquées avec ce produit et qui, quoique ayant plus de 20 ans de service au feu, avaient conservé intact le nom du fabricant d'Hardinghen.



Mais ce n'est pas seulement la rencontre des couches exploitables de minerai de fer ou d'argile très réfractaire qui me porte à émettre l'idée que j'exposais en commençant, c'est surtout l'existence reconnue d'un étage anthracifère marin, productif, dans lequel on a trouvé jusqu'ici deux couches de charbon d'une belle puissance et qui ont été exploitées à une très faible profondeur, de 1862 à 1866, par les fosses n° 1 et n° 2 des plaines d'Hardinghen.

Permettez-moi de vous raconter l'histoire de cette découverte, qui ressemble en petit à celle de la découverte toute fortuite du grand bassin du Pas-de-Calais dans le parc de M^{me} de Clercq, à Oignies.

Et, d'abord, quelle idée avait-on du bassin d'Hardinghen ?

Dans un mémoire de l'année 1793, à un questionnaire ayant pour titre : *Demandes relatives à la Mine d'Hardinghen*, la cinquième question était :

« Quelle est l'espèce de la mine ? Est-elle en filons, « en couches ou en rognons ? »

La réponse fut :

« La mine est en couches ; il y en a cinq, savoir :
 « la couche dite de la *Vieille-Maison* ; douze toises en
 « dessous, la couche dite à *Boulets* ; douze toises en
 « dessous, la couche dite à la *Currière* ; quatorze toises en
 « dessous, la couche dite à *Maréchal* ; seize toises en
 « dessous, la couche dite à la *laye de terre* ou du *Bois*
 « *d'Aulnes*. En creusant encore plus bas, on a rencontré
 « des terrains sauvages qui ont paru contraires au char-
 « bon et qui ont donné une grande quantité d'eau. »

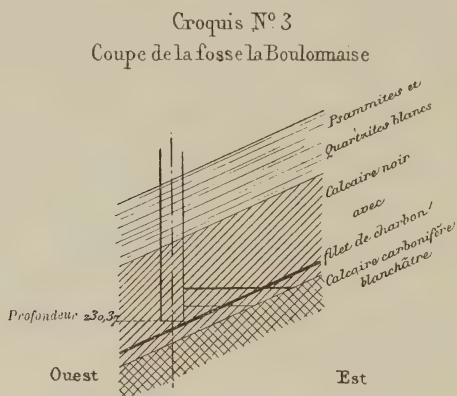
Cette observation, qui date d'un siècle, peut s'appliquer aussi, j'en conviens, à la base du terrain houiller du grand bassin du Pas-de-Calais, touché par la fosse d'Annœullin, par la fosse n° 2 de la Compagnie de Meurchin, par la fosse de Douvrin et par les fosses n° 1 et n° 2 d'Auchy-au-Bois.

Dans son rapport du 18 avril 1840, sur les mines de Fiennes, M. du Souich, alors ingénieur des mines à Arras, écrivait les lignes suivantes sur la base du terrain houiller rencontré au fond de la fosse la *Boulonnaise* :

« Après la visite des travaux de la veine à 2 laies,
 « nous sommes descendus au fond de la fosse qui a
 « été approfondie jusqu'à 230^m,37 dans l'espérance de
 « rencontrer de nouvelles couches. On a traversé suc-
 « cessivement des psammites et schistes gris ; des
 « psammites et des quartzites blancs et des calcaires
 « noirs coquilliers, au-dessous desquels on a retrouvé
 « encore des couches schisteuses et des veinules de
 « charbon. Au delà, on a rencontré des calcaires blan-
 « châtres dans lesquels les travaux ont été arrêtés.
 « Les dernières roches n'ont été recoupées qu'à l'aide
 « d'une galerie à travers-bancs poussée vers l'Est.

« Les terrains que l'on a rencontrés au-dessous de
 « la dernière couche nous ont paru, dans leur ensem-

« ble, présenter une certaine ressemblance avec la
 « partie inférieure du terrain houiller de Ferques. Nous
 « regardons donc tous ces terrains comme négatifs, et
 « nous croyons qu'il serait inutile et même imprudent
 « d'y continuer des travaux.



« Les calcaires recoupés en dernier lieu pourraient
 « fournir des quantités considérables d'eau capables
 « d'occasionner de grandes dépenses d'épuisement dans
 « les travaux utiles, et la Compagnie doit s'estimer
 « heureuse de ce que ces recherches n'aient point pré-
 « senté ces accidents.

« Elle doit être suffisamment avertie maintenant par
 « l'expérience qu'elle a faite que la veine à 2 laies est
 « bien réellement la dernière couche du gîte, et elle
 « pourra à l'avenir éviter des recherches qui seraient
 « inopportunes et dangereuses pour les mines. »

On reconnaît à ce langage l'ingénieur des mines, instruit, sage et prudent dont le souvenir dure encore dans notre département.

Les années s'écoulent jusqu'en 1860, où une cause, d'apparence insignifiante pour la géologie locale, va amener une découverte inattendue.

L'ancien maire d'Hardinghen, M. Auguste Gillet,

encore vivant, était à la fois cultivateur et brasseur, et pour cette industrie il se servait de l'eau fournie par deux petites sources qui jaillissaient de l'argile mouvante et de l'argile du gault qui forment le sol et le sous-sol de sa propriété. Sans qu'il lui fût possible d'en expliquer la cause, à la fin de l'été de cette année 1860, ses sources tarirent en partie et l'eau devint mauvaise pour la fabrication de la bière : la transformation de l'amidon de l'orge en sucre se faisait mal et plus mal encore avait lieu la transformation du sucre en alcool sous l'influence d'une fermentation imparfaite.

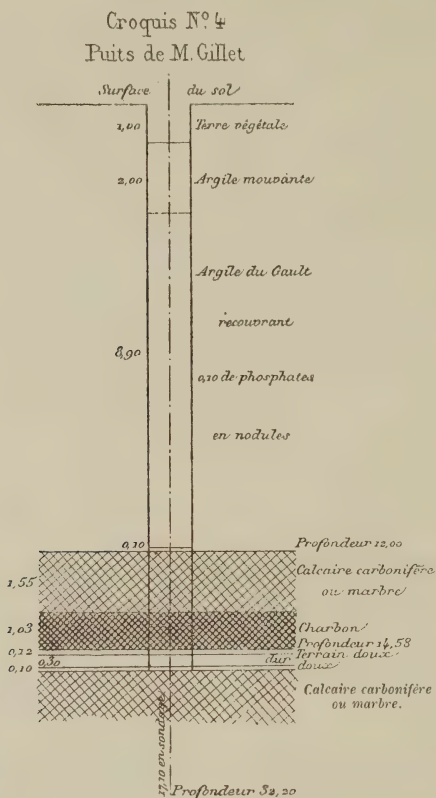
M. Demilly, ingénieur et agent général des mines de Fiennes et d'Hardinghen, était tout désigné pour être le médecin consultant : il connaissait l'art de trouver de l'eau puisqu'il bataillait depuis 7 ans à la fosse « Providence » contre cet ennemi qui lui avait subitement noyé la fosse « L'Espoir » deux ans auparavant, le 29 mars 1858.

M. Auguste Gillet, s'adresse donc à M. Demilly, qui lui donna le conseil de faire un puits et de l'approfondir jusqu'à la rencontre d'une venue d'eau. Des mineurs furent prêtés pour ce travail. Voici la coupe de ce puits :

Le puits et le sondage en prolongement ne donnèrent pas d'eau, la roche était trop compacte en cet endroit, sans cassures ouvertes. M. Demilly proposa alors de pousser une galerie dans le charbon, on y travailla trois semaines ; on s'éloigna à 15^m,50 du puits, comme l'indique le registre des travaux, mais on trouva fort peu d'eau et le puits fut rebouché.

Si le puits creusé par M. Gillet à l'endroit désigné sur la carte géologique (feuille de Boulogne) sous le nom de Ferme des Jardins, à cause du grand nombre d'enclos qui l'environnent, n'avait laissé à cet industriel que le souvenir d'une note à payer de 500 francs,

il avait eu pour l'ingénieur un résultat précieux : celui de lui démontrer l'existence dans ce terrain d'une veine



de charbon d'une belle puissance. Aussi toute l'année 1861 fut-elle employée à multiplier les sondages dans la même région et presque toujours ces travaux furent-ils couronnés de succès.

Devant ces résultats, le Conseil d'Administration n'attendit pas la date de convocation de l'Assemblée générale, c'est-à-dire le 15 mai, pour annoncer la découverte du charbon dans le marbre, et voici la lettre qu'il adressait aux actionnaires le 22 mars 1862 :

« Réty, ce 22 mars 1862.

« Il nous reste à vous entretenir, M...., d'une dé-
« couverte déjà connue de plusieurs d'entre vous, et
« dont nous sommes heureux de pouvoir vous con-
« firmer à la fois toute l'étendue et toute l'importance.

« Il s'agit de la veine de charbon qui a été trouvée à
« la suite de recherches persévérantes et bien dirigées
« dans une partie de la concession jusqu'alors regardée
« comme stérile.

« Cette veine, renfermée entre deux calcaires, sans
« accompagnement de terrain houiller, a été bien re-
« connue par de nombreux sondages dont la profon-
« deur varie de 10 à 20 mètres sur une longueur de
« 1.000 mètres, une largeur d'environ 150 mètres avec
« une puissance de 0^m,80 à 2 mètres. Les terrains
« supérieurs qui prennent tout à coup une grande
« épaisseur, ainsi que le plongement assez rapide de
« la couche elle-même sous les calcaires, ne nous ont
« pas permis de continuer fructueusement et écono-
« miquement de nouvelles recherches par sondages ;
« mais le massif reconnu, représentant déjà plus de
« 1.500.000 hectolitres, nous permettait d'ouvrir une
« fosse qui vient d'atteindre le charbon à 10 mètres
« du sol et ne tardera pas à nous donner les renseigne-
« ments les plus complets sur l'allure et la qualité
« de cette veine. »

Les débuts furent relativement heureux, puisque le
15 mai 1863, M. Demilly annonce aux actionnaires que
« les reconnaissances entreprises jusqu'à présent ont
« fait rencontrer à 26^m,50 une deuxième veine, que les
« difficultés et les lenteurs du travail au rocher n'ont
« pas permis d'étudier complètement ».

A cette époque, la dynamite n'était pas inventée.

Il y eut loin de la coupe aux lèvres : l'Administration comptait sans son hôte : l'eau, qui, cependant, avait déjà créé bien des difficultés aux exploitants d'Hardinghen. A la réunion des actionnaires de mai 1864, l'abandon de la fosse n° 1 est annoncé sous cette forme voilée :

« Les travaux sont provisoirement arrêtés. »

L'extraction de l'année 1863 avait été de 40.230 hectares dont le prix de revient n'avait pas dépassé 0 fr. 54 pour un prix de vente de 1 franc.

D'après d'autres renseignements, le charbon manquait d'homogénéité, des parties se boursouflaient au feu et collaient parfaitement, d'autres parties étaient moins pures et d'une nature plus maigre.

Une analyse faite à Anzin et signée : Cabany, le 28 mai 1863, donne :

CHARBON ENTRE DEUX CALCAIRES

	Laie du toit.	Laie du mur.
Carbone fixe.....	62,50	58,50
Matières volatiles....	32	33,50
Cendres.....	5,50	8

Dans le rapport bien connu de MM. Callon, de Bracquemont et Cabany, en date du 28 mars 1865, rapport qui fit époque dans les annales d'Hardinghen, puisqu'il devint le catéchisme des exploitants futurs, il n'est pas fait mention du charbon dans le marbre. Cependant, une fosse n° 2, distante de 275 mètres à l'Est, était en fonçage. La première veine avait été rencontrée, et le 5 juillet 1865, le nouvel ingénieur, M. Cantineau, annonçait la rencontre de la deuxième veine sur 1^m,15 environ d'épaisseur, à la profondeur de 34^m,30, mais l'eau, disait-il, empêchait d'y travailler. C'est la première veine qui a fourni l'extraction de 22.748 hectolitres de l'année 1865.

La fosse fut noyée, et c'est encore un nouvel ingénieur, M. Obé, qui rentra dans les travaux.

Une observation à faire dans l'histoire de ce pauvre Hardingen : c'est que plus on consomme d'ingénieurs, plus il vient d'eau. Le dixième ingénieur, M. Gérard, a 4 fois plus d'eau que le premier, M. Bouchet.

M. Obé donne dans les lignes suivantes une appréciation exacte des raisons qui ont motivé ces travaux :

« Jusqu'aujourd'hui les travaux exécutés dans les
« fosses des plaines d'Hardingen sont bien plutôt de
« études, dont le côté intéressant ne vous aura pas
« échappé, que des exploitations proprement dites.

« L'analogie autorise à compter sur une plus grande
« régularité et sur une plus grande épaisseur dans
« l'aval que sur le sommet de la selle. Mais avant d'en-
« treprendre des dépenses plus importantes, il sera
« nécessaire d'être fixé d'une manière positive sur la
« richesse de ce dépôt qui se présente dans des condi-
« tions toutes particulières et impose en conséquence
« de la réserve et de la circonspection. »

A la fin d'octobre 1866, « les travaux furent aussi provisoirement arrêtés ».

Aujourd'hui, les fosses sont rebouchées, les carreaux sont aplanis et transformés en champs cultivés, mais on retrouve çà et là, à la surface, de petits morceaux de charbon bien conservés et des morceaux de marbre provenant du toit ou du mur des deux veines exploitées. Il est intéressant de signaler en passant que ces deux veines ont été touchées : la première à 70 mètres et la deuxième à 50 mètres au-dessus du niveau de la mer.

Pour les remettre en exploitation, sans être gêné par l'eau, il faudra creuser, du canal de Guines et se dirigeant vers Fiennes au moyen de la machine perfora-

trice du colonel Beaumont, un tunnel d'écoulement à travers le terrain crétacé et jusqu'à la rencontre des terrains primaires, distants de 4 kilomètres à ce niveau. C'est le travail d'une année de perforation, en supposant les mêmes avancements journaliers qu'au tunnel sous-marin. La force serait hydraulique et fournie par les machines de l'établissement des eaux de Guines qui sont établies sur une large puissance.

Cette galerie pourrait être prolongée pour conduire au besoin le charbon jusqu'à Guines. C'est un travail de cette nature qu'exécute la Compagnie des Bouches-du-Rhône.

Comme je l'ai dit en commençant, je me laisse aller à douter que le bassin primaire du Bas-Boulonnais soit la continuation du bassin du Pas-de-Calais. Les anciens étaient de cet avis, et voici ce que disaient deux d'entre eux :

M. Bouchet, l'inventeur de Marles, avec M. Lacroette, parlant des recherches de Guines, s'exprime comme suit à ses administrateurs de Fiennes et d'Hardinghen :

« Ces recherches dans les environs de Guines sont
 « placées dans les conditions de succès indiquées plus
 « haut, à une distance convenable de la ligne qui joint
 « les affleurements dévoniens : la zone houillère, si
 « elle se prolonge, passe dans cette contrée, en plaçant
 « notre bassin d'Hardinghen dans une position sem-
 « blable à celle des petits bassins qui sont disposés
 « latéralement au midi du grand bassin du Nord entre
 « l'Escaut et la Roer. »

Malgré l'insuccès des deux sondages de Guines, qui furent dévoniens, M. Delanoüe reste un convaincu et il écrit en 1853 :

« Si le bassin du Pas-de-Calais se prolonge, ce n'est

« pas dans le bas, mais dans le haut Boulonnais, c'est-
 « à-dire au Nord et non pas au Sud de Caffiers qu'il
 « faut le chercher. Ainsi, M. Murchison a contribué à
 « fourvoyer les explorateurs en leur signalant au-delà
 « de Caffiers un terrain silurien qui n'y existe pas. Il
 « est très probable, au contraire, que ce sont le calcaire
 « carbonifère et le terrain houiller qui bordent le vieux
 « grès rouge au Nord de Guines, comme au Nord de
 « Bouvigny-en-Gohelle, d'Esquerchain, de Bouchain,
 « etc. »

Rappelons en passant que pour Elie de Beaumont, le sondage de Calais est arrêté dans le calcaire carbonifère qu'il a rencontré à 321 mètres de profondeur, et on lit dans la notice explicative de la carte géologique de France, feuilles de Calais et Dunkerque, que le sondage d'Ostende a rencontré le dévonien inférieur à 300 mètres de profondeur.

Pour M. Murlon, géologue belge, le terrain est silurien.

Dans leur « étude sur le terrain carbonifère du Boulonnais », MM. Gosselet et Bertaut ont combattu les opinions de MM. Bouchet et Delanotte et ont conclu :

« 1° Que les terrains primaires du Boulonnais appar-
 « tiennent à ce que M. Gosselet a appelé le bassin de
 « Namur. On n'y connaît même pas la limite Sud de
 « ce bassin, c'est-à-dire la grande faille reconnue
 « depuis Liège jusqu'à Théroutanne et qui ramène au
 « jour, soit le silurien, soit le dévonien inférieur.

« 2° L'extrême ressemblance des terrains dévoniens
 « et carbonifères du Boulonnais avec ceux de la
 « Belgique prouve que les couches houillères d'Har-
 « dinghen sont le prolongement de celles de Liège,
 « Charleroy, Mons, Anzin, Aniche, Béthune et Fléchi-

« nelle. Les végétaux que l'on y rencontre confirment
« cette manière de voir.

« 3° Mais rien ne démontre que ces couches sont le
« prolongement unique du grand bassin houiller franco-
« belge. Aux environs de Namur on trouve deux petites
« bandes houillères séparées par du calcaire carboni-
« fère, et à Béthune même, les couches charbonneuses
« s'avancent sous forme de golfe au milieu du calcaire.
« Nous devons donc être moins affirmatifs que ne
« l'était l'un de nous il y a douze ans et attendre que
« l'on ait découvert la limite du bassin avant d'assurer
« que l'on ne trouvera pas une seconde bande houil-
« lère au Sud de celle d'Hardinghen. »

Il y a donc deux camps bien tranchés. Qui a raison ? M. Gosselet dit que les végétaux que l'on y rencontre confirment sa manière de voir. Cela est vrai pour les empreintes végétales que l'on trouve dans les grès et dans les schistes. Mais à Hardinghen on rencontre dans quelques veines des nodules pierreux stériles que les Anglais appellent des Coal-balls ; ce sont des carbonates de chaux et de fer avec une croûte de charbon bien luisante.

Dans ces nodules, M. Bertrand, professeur de botanique à la Faculté des sciences de Lille, et M. Hovelacque, docteur ès-sciences, rencontrent des objets végétaux, des plaques d'écorces plus ou moins bien conservées.

Pourquoi ces Coal-balls si communs à Hardinghen, puisqu'ils donnent à deux veines les noms de « veine à boulets » et de « veine à bouquettes », sont-ils si rares dans le grand bassin ? Est-ce parce qu'on n'a pas suffisamment cherché ? MM. Bouchet et Delanoüe, s'ils étaient encore de ce monde, répondraient tout simplement : c'est parce que ce ne sont pas les mêmes bassins.

Pour moi, ne trouvant pas dans le grand bassin du Pas-de-Calais, du Nord et de la Belgique, de fer hématite, d'argile blanche réfractaire et en abondance des Coal-balls dans le terrain houiller, ni d'étage anthracifère avec couches de charbon, j'ai franchi le détroit.

Dans le pays de Galles je retrouve le fer hématite dans le petit bassin de la Forêt de Dean; il y a aussi des argiles réfractaires et des Coal-balls, mais l'étage anthracifère est stérile. Le millstone grit, grès de base du terrain houiller, mérite bien le nom de « roche d'adieu » que lui ont donné les mineurs de ce pays.

C'est aussi la roche d'adieu de beaucoup d'autres bassins anglais. Il faut aller au Nord en Cumberland et en Northumberland, mais surtout en Ecosse pour trouver l'étage anthracifère dans tout son développement.

Voici, d'après M. Ed. Hull, la succession des assises en Ecosse :

- 6° Terrain houiller supérieur d'Ecosse ; grès, schistes et argiles avec veines de houille et minerais de fer ;
- 5° Schistes avec minerais de fer ;
- 4° 100 à 120 mètres de grès de Roslin ;
- 3° *b*, série calcaire supérieure ;
 - a*, terrain houiller inférieur avec minerais de fer, 50 mètres, schistes, houille ;
- 2° Série calcaire inférieure, 160 mètres ;
- 1° Grès calcifère : supérieur, avec le calcaire de Burdie House ; inférieur sous forme de grès rougeâtre.

Le terrain houiller supérieur a 366 mètres d'épaisseur, contenant 11^m,60 de houille en 11 couches distinctes et des minerais de fer. Il n'y a pas de millstone grit, mais son équivalent est le grès de Roslin, analogue au quartzite blanc ou grès des plaines d'Hardinghen.

Sous le grès de Roslin, on trouve les bassins houil-

lers les plus productifs de l'Ecosse. On y compte dans le bassin d'Est et de Mid. Lothian 17 couches de houille formant ensemble 16 mètres de charbon et dont plusieurs ont pour toit un calcaire marin à *Productus*, *Bellerophon*, *Orthoceras*, comme les deux couches de charbon connues sous les plaines d'Hardinghen.

La 16^e couche, connue sous le nom de *Parrot coal* et qui donne la houille à gaz (Cannel-Coal), appartient à ce système. Elle a 0^m,90 de puissance.

Et l'une d'elles « *Invertial coal* » dans le l'ifeshire, repose sur une couche épaisse et régulière de calcaires qui forment la base du terrain houiller.

Comme les houilles de l'étagé carbonifère en Bas-Boulonnais, les houilles d'Ecosse sont impropres à la fabrication du coke ; comme elles aussi, leur densité est faible. Ce n'est guère avantageux pour l'exploitant de vendre au poids de la houille qui pèse à peine 85 kilog. l'hectolitre.

Il y a longtemps que les exploitants d'Hardinghen et les clients de ce charbonnage trouvent que les houilles sont plus anglaises que françaises. M. Vuillemin dit aussi dans son ouvrage sur le bassin houiller du Pas-de-Calais que la production en gros charbon est aux mines d'Hardinghen de 12 p. %, tandis que pour tout le bassin elle n'est que de 2,2 p. %. Cette forte proportion ne se retrouve que dans les bassins houillers anglais.

Cette qualité est compensée par un défaut déjà signalé au siècle dernier. Duhamel écrivait dans son « rapport : « Ces houilles n'ont point la propriété de se « conserver sans se décomposer à l'air. Elles con- « tiennent beaucoup d'alun qui s'effleurit à l'air. Huit « jours suffisent pour commencer à en diminuer la « qualité et pour que les gros morceaux soient réduits « en moyens qu'on nomme rondins. »

Au point de vue géographique, le Pas-de-Calais est séparé de l'Angleterre par le détroit de Calais à Douvres, mais au point de vue de la géologie du terrain primaire, la séparation ou changement de nature et d'allure passe entre Fléchinelle et Hardingham.

L'ampélite alumineux qui est un caractère si constant de la base du bassin houiller de Namur ne dépasse pas Fléchinelle ; il est absent en Bas-Boulonnais.

Le calcaire à encrines que j'ai trouvé dessous, aux travers-bancs Nord de la fosse n° 2 d'Auchy-au-Bois, est inconnu en Bas-Boulonnais. Est inconnue aussi la couche de schistes noirs pyriteux, à phtanites, que j'ai traversée à la fosse n° 3 de cette même concession.

En résumé, en exploitant et étudiant le bassin primaire du Bas-Boulonnais, je ne crois plus être dans le Pas-de-Calais.

NOTE

SUR

LA MÉTALLURGIE DE L'ALUMINIUM

ET SUR

SES APPLICATIONS

Par M. U. LE VERRIER, ingénieur en chef au Corps des Mines,
professeur au Conservatoire des Arts et Métiers.

Matières premières.

L'aluminium est très répandu dans la nature, car il se trouve dans toutes les argiles, et dans toutes les roches feldspathiques. Mais les procédés d'extraction actuels ne permettent pas encore de traiter ces substances communes, où l'alumine est combinée à de grandes quantités de silice et d'oxyde de fer. Il faut opérer sur de l'alumine à peu près pure. Aussi les terres très riches en alumine, les bauxites restent jusqu'à présent les seuls véritables minerais de l'aluminium.

Le corindon (alumine anhydre cristallisée) a été employé dans quelques-uns des premiers essais en Amérique. Ce serait un minerai parfait, mais il est trop rare pour avoir une importance industrielle.

Corindon.

La bauxite se rencontre en poches dans les terrains crétacés dans beaucoup de pays. Les gisements abondent dans le midi de la France.

Bauxite.

Elle paraît s'y être déposée à une époque géologique comprise entre l'urgonien (sommet du néocomien) et le cénomanién. Elle se rencontre le plus souvent au-

dessus du calcaire urgonien, quelquefois sur les terrains jurassiques quand l'urgonien manque ; elle est recouverte par les couches crétacées supérieures ou par le tertiaire. En Provence, ses gisements s'alignent de préférence le long des axes des grands plis synclinaux.

On peut distinguer deux variétés : l'une rouge, riche en oxyde de fer, est une sorte d'aluminate hydraté, et lorsqu'elle est bien triée, elle contient fort peu de silice : ce corps ne s'y trouve guère qu'à l'état de mélange, sous forme d'argile. On trouve des bauxites qui ont moins de 1 p. % de silice, mais la teneur en peroxyde de fer y atteint parfois 15 ou 20 p. % ; des bauxites blanches sont au contraire silicatées : la teneur en silice peut atteindre jusqu'à 20 p. %, mais la teneur en fer est très faible.

L'extraction de la bauxite est peu coûteuse et les droits de carrière sont peu élevés. Mais la matière a besoin d'un triage soigné pour choisir les parties riches. On obtient couramment par le triage des bauxites à 4 p. % de peroxyde de fer et à 15 p. % de silice.

L'essai de ces matières peut se faire assez simplement ; en faisant bouillir avec de l'acide sulfurique, on sépare la silice insoluble : le liquide contient l'alumine et le fer ; on dose ce dernier en titrant par le permanganate. L'eau est déterminée par calcination et l'alumine évaluée par différence.

Ces minerais ne peuvent s'employer directement pour la fabrication de l'aluminium pur. L'alumine artificielle, extraite de la bauxite en la traitant par les alcalis, coûte de 0 fr. 50 à 1 franc le kil. suivant les localités et suivant le degré de pureté.

L'alumine pure, anhydre, contient 53 p. % d'aluminium. Les bauxites ordinaires en contiennent 30 à 35 p. %.

Le sulfate d'alumine qu'on prépare en traitant les bauxites par l'acide sulfurique peut s'employer aussi dans la métallurgie de l'aluminium. On l'obtient à peu près exempt de fer et de silice, mais ce sel, qui cristallise avec beaucoup d'eau, ne contient que 15 p. % d'alumine et coûte environ 0 fr. 20 le kil.

Sulfate
d'alumine.

La cryolithe est un fluorure double d'aluminium et de sodium ($\text{Al}^2 \text{Fl}^3$, 3 Na Fl), contenant 12 à 13 p. % d'aluminium. Ce minéral blanc, très fusible, se trouve en filons puissants dans les roches anciennes au Groënland.

Cryolithe.

Autrefois, on s'en servait comme fondant, mais on ne cherchait pas à réduire l'aluminium qu'elle contient : cette réduction ne peut se faire sans dégagements de gaz fluorés qui attaquent les appareils.

Aujourd'hui, les procédés nouveaux utilisent presque tous la cryolithe qui peut être considérée comme un véritable minéral. Néanmoins, elle intervient surtout comme intermédiaire et joue plutôt le rôle de source de fluor, car l'alumine est difficile à réduire et on fait presque toujours passer le métal par l'état de chlorure ou de fluorure. On tend à remplacer à ce point de vue la cryolithe naturelle par du fluorure artificiel. Ce minéral coûte cher à cause des frais de transport : il revient à 0 fr. 50 ou 0 fr. 60 le kil. en Angleterre, à plus de 1 franc en France.

L'unité d'aluminium y serait donc beaucoup plus chère que dans les autres matières premières.

Procédés d'extraction.

La métallurgie de l'aluminium a été fondée en France, il y a 35 ans, à la suite des beaux travaux de Sainte-Claire Deville. Après avoir excité de grandes espérances, elle y est restée longtemps stationnaire ; la production

annuelle de l'usine de Salindres ne dépassait guère 2.400 kil. par an et le métal était vendu plus de 100 francs le kil.

En Allemagne et en Angleterre, où les industries chimiques se trouvent dans des conditions économiques plus favorables, les anciens procédés ont reçu depuis quelques années des améliorations notables et de véritables transformations.

Toutefois, c'est l'apparition d'un genre de procédés tout nouveau, la réduction par l'électricité, qui a appelé l'attention sur ce métal. Les premiers résultats industriels ont été obtenus en Amérique par le procédé Cowles ; ils ont excité, comme l'avait fait autrefois la découverte de Deville, un enthousiasme bruyant et des espérances sans doute exagérées. Cependant le prix de l'aluminium a baissé dans des proportions considérables ; il paraît devoir descendre au-dessous de 10 francs. Plusieurs usines en Europe appliquent maintenant des procédés électriques différents de celui de M. Cowles ; et il ne semble pas que les procédés chimiques, même entièrement transformés, puissent soutenir la lutte.

PROCÉDÉS CHIMIQUES

Généralités. Les procédés chimiques ont tous recours au sodium pour réduire l'aluminium et comprennent, comme industrie annexe : 1° la fabrication de ce métal auxiliaire ; 2° la préparation d'un sel d'alumine, qui est tantôt un chlorure, tantôt un fluorure destiné à être décomposé par le sodium.

Procédé Deville. Dans le procédé Deville, les opérations étaient les suivantes :

I. Réduction et distillation du sodium, obtenu en chauffant avec du charbon un mélange de carbonate de soude et de craie.

II. Fabrication du chlorure double d'aluminium et de sodium. Pour cela, il fallait : 1° extraire l'alumine de la bauxite, en la fondant avec du carbonate de soude, lessiver pour séparer l'aluminate soluble et en précipiter l'alumine par un courant d'acide carbonique ; 2° préparer le chlorure en faisant passer un courant de chlore sur un mélange d'alumine et de charbon.

III. Décomposition de ce sel, fondu avec la cryolithe dans un réverbère, par le sodium.

Les nouveaux procédés se rattachent à deux types : dans les uns, comme celui de Castner, les grandes lignes de la méthode ancienne ont été conservées ; on a seulement apporté à chaque partie du travail des perfectionnements de détail importants. Dans les autres, comme ceux de Netto et de Grabau, l'emploi du chlorure double a été remplacé par celui du fluorure.

Progrès
réalisés.

Je vais résumer ce qu'on sait sur les trois procédés que je viens de nommer, en examinant successivement les trois séries d'opérations qui se retrouvent dans chacun d'eux, à savoir : la fabrication du sodium, celle du sel d'alumine destiné à être réduit (chlorure ou fluorure) et enfin la décomposition de ce sel pour en extraire l'aluminium.

FABRICATION DU SODIUM

La fabrication du sodium est un point important pour toutes les méthodes chimiques. Autrefois, on le tirait du carbonate de soude, qui ne se réduit qu'à très haute température. La soude caustique est décomposée par le charbon à une température plus modérée, entre 800 et 1.000, et dans ces conditions les vases en fer ne sont pas attaqués. Mais la soude est fusible, le charbon nage à sa surface et ne l'attaque plus. Cette difficulté avait empêché ce mode de préparation de devenir industriel.

Réduction
par le
carbure de fer.

M. Castner a résolu la question en remplaçant le charbon, comme réducteur, par du carbure de fer, qui est plus lourd et reste mélangé à la soude fondue. Ce composé s'obtient en calcinant un mélange de brai et de limaille de fer.

La réduction de la soude par le carbure se fait dans des creusets en fer chauffés à 1.000° dans un four à gaz. (D'après certains auteurs, une température de 800° suffit, tandis qu'il en fallait 1.500 dans le procédé Deville.) Le sodium distille. On ne réduit qu'une partie de la soude. Le reste se transforme en carbonate qui se retrouve mélangé au fer. (Ce métal ne sert qu'à modifier l'état du carbone et n'intervient pas dans la réaction.) Il faut environ 6 kil. de soude pour 1 kil. de sodium.

La préparation du sodium dans le procédé Netto se fait d'une manière analogue, mais dans des appareils spéciaux. La soude préalablement fondue tombe en gouttelettes dans un récipient en tôle dont la partie inférieure est remplie de charbon (ou de carbure ?) porté au rouge vif. En filtrant sur ce charbon, elle se décompose ; les vapeurs de sodium s'échappent à la partie supérieure dans un condenseur en fer, de la forme ordinaire.

On peut s'étonner que le charbon réduise la soude alors qu'il ne réduit pas l'alumine ; et que cependant le sodium puisse déplacer l'aluminium de ses sels ; cette dernière réaction prouve en effet que les composés du sodium sont plus stables, qu'ils sont les produits d'une affinité plus énergique ; ils devraient donc être plus difficiles à réduire.

Il y a là une anomalie apparente aux lois générales de la chimie. Elle se rattache à un autre principe, celui de l'influence qu'exerce sur la marche des réactions la grandeur relative des masses en présence. On sait que souvent une réaction est limitée par la tendance que

ses produits ont à s'engager dans la réaction inverse. Ainsi un oxyde qui est réduit à très haute température par le charbon donne un métal qui tend à se réoxyder au contact des gaz obtenus et des scories. Si la réoxydation se fait aussi vite ou plus vite que la réduction, ce dernier effet ne se manifesterait pas dans la pratique, et l'oxyde passerait pour indécomposable par le charbon. C'est ce qui arrive pour l'alumine. Mais si le métal pouvait être soustrait immédiatement au milieu dans lequel il est exposé à se réoxyder, cette réaction inverse ne se produirait pas et la réduction deviendrait définitive. C'est ce qui a lieu pour le sodium ; grâce à sa volatilité, ses vapeurs se séparent des scories et peuvent être refroidies brusquement, de manière qu'une faible partie seulement se réoxyde.

Dans le récipient où se fait la réduction, il n'y a que de la soude et un grand excès de charbon, le sodium étant enlevé à mesure de sa production. Au contraire, quand on cherche à réduire l'alumine, l'aluminium, à supposer qu'il commence à s'en produire, reste dans l'appareil, à haute température, et s'y réoxyde immédiatement.

M. Grabau a cherché à réduire le sodium par l'électrolyse. L'opération présente de grandes difficultés pratiques et les moyens par lesquels on les a surmontées sont tenus en partie secrets. Le chlorure de sodium fondu est versé dans un creuset où plonge une électrode positive en charbon sur laquelle se dégage le chlore, et une électrode négative formée par un fil de fer. Cette dernière est coiffée par une cloche en porcelaine à doubles parois, à armature métallique ; le refroidissement dû à la double paroi empêche la porcelaine de s'attaquer ; le sodium s'échappe par un tube en fer qui s'embranché au sommet de la cloche.

Extraction
du
sodium
par
l'électrolyse.

Ce procédé est intéressant, mais s'il l'emporte sur les autres, ce fait même me semble être la condamnation des méthodes chimiques en tant que méthodes d'extraction industrielles et courantes de l'aluminium; car si on a recours à l'électrolyse, il est plus logique de l'appliquer directement à la décomposition des sels d'alumine, qu'elle permet de réaliser sans peine, comme nous le verrons plus loin.

PRÉPARATION DU SEL D'ALUMINE

Fabrication
du
chlorure
double.

Dans le procédé Castner, le sel que l'on traite est le chlorure double d'aluminium et de sodium. On le prépare par l'action du chlore sur un mélange d'alumine, de charbon et de sel marin.

Ce mélange est broyé et aggloméré en petits cylindres. On les dessèche dans des cornues chauffées au gaz et on y fait arriver un courant régulier de chlore venant d'un gazomètre en plomb. Le chlorure double distille et est recueilli dans des chambres en briques.

Malgré les perfectionnements de détail qu'elle a pu recevoir, la fabrication du chlorure double reste toujours onéreuse. Et de fait, l'usine qui applique ce procédé avait été arrêtée il y a quelque temps pour essayer de nouvelles recherches. J'ignore si elle a été remise en marche.

Voici, d'après les évaluations de M. Anderson, quelles étaient les consommations de matières :

I. Pour la réduction de 1 kilog. d'aluminium :

Sodium.	2 ^{kil} ,8
Chlorure double.	10 2
Cryolithe.	3 7
Charbon de chauffage. . . .	8

II. Pour la fabrication de $2^{\text{kil}},8$ de sodium :

Soude caustique.	$20^{\text{kil}},$
Carbure de fer.	3 2
Usure des creusets en acier.	2
Charbon	75

III. Pour la fabrication de $10^{\text{kil}},2$ de chlorure double :

Sel marin	$3^{\text{kil}},7$
Alumine	5
Chlore	7
Charbon	180

IV. Pour la fabrication de 7 kilog. de chlore :

Acide chlorhydrique.	$82^{\text{kil}},$
Carbonate de chaux.	7
Chaux	14
Bioxyde de manganèse	460

L'usine pouvait produire 200 à 300 kilog. par jour.

Dans la plupart des méthodes actuellement en usage, c'est le fluorure double qu'on réduit par le sodium suivant la réaction :

Préparation
de la
cryolithe
artificielle.



On peut employer comme matière première la cryolithe naturelle. C'est toujours ainsi qu'on procède pour les premières opérations. Mais, comme ce minerai est impur et assez coûteux, on le remplace ensuite par de la cryolithe artificielle qu'on produit en régénérant les scories.

Les scories se composent surtout, comme on vient de le voir, de fluorure de sodium. Elles contiennent aussi une proportion variable de cryolithe non décomposée. Leur traitement, qui se fait de diverses manières, est fondé essentiellement sur la réaction suivante :

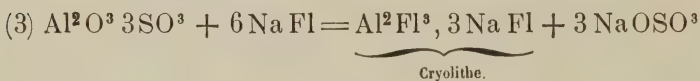
Régénération
des scories.

Si on chauffe au rouge un mélange intime de sulfate d'alumine et de fluorure de sodium, il y a échange des acides et des bases : l'alumine passe à l'état de fluorure et la soude à l'état de sulfate. Des lavages à l'eau chaude dissolvent ce dernier sel et laissent à peu près insoluble le fluorure. (On en perd environ 15 p. %.)

La formule simplifiée serait la suivante :



Avec ces proportions, on retirerait du fluorure d'aluminium simple. Si on emploie un excès de fluorure de sodium, on obtiendra de la cryolithe artificielle.



Si la scorie qu'on refond avec le sulfate contient encore de la cryolithe non décomposée, celle-ci agira seulement par le fluorure de sodium qu'elle contient et qui pourra, suivant les proportions des éléments en présence, se transformer plus ou moins complètement en fluorure d'aluminium :



En somme, on transforme en fluorure d'aluminium la quantité de fluorure de sodium que l'on veut. On peut, suivant les cas, soit régénérer de la cryolithe avec le fluorure de sodium, en ne transformant que la moitié de ce sel (2), soit fabriquer du fluorure simple par la réaction (1), soit transformer la cryolithe en fluorure simple qui contient deux fois plus d'aluminium (4). Dans tous les cas, ce métal est emprunté au sulfate d'alumine qui est la véritable matière première; le fluor est emprunté à la cryolithe et se combine alternativement au sodium et à l'aluminium sans qu'il en disparaisse (au moins en théorie).

Dans le procédé Netto, on refond la scorie avec du sulfate d'alumine de manière à produire à peu près la réaction (3), c'est-à-dire qu'on régénère la cryolithe qui avait été employée dans la réduction, suivant la formule (1). Dans le procédé Grabau, le sel d'alumine est traité par de la cryolithe en poudre ou par des scories riches en cryolithe, de manière à produire les réactions (2) et (4). Il ne faut alors qu'une partie du fluorure de sodium de la scorie pour régénérer la même quantité de fluorure d'aluminium qui se trouvait dans la cryolithe primitivement traitée. On a alors un résidu de fluorure non employé, mais aussi il faut avoir recours à une autre source de fluor.

Dans tous les cas, du reste, il y a perte de cet élément, soit par volatilisation pendant qu'on réduit la cryolithe par le sodium, soit par entraînement pendant qu'on lessive le mélange de sulfate et de fluorure. La régénération complète de la cryolithe employée à l'origine n'est donc pas possible en pratique. Il faut réparer ces pertes, soit en ajoutant à la cryolithe artificielle un peu de cryolithe naturelle, soit en empruntant du fluor à une autre matière première, comme la fluorine.

M. Grabau transforme une partie du sulfate d'alumine en fluorure par une première opération, où il fait réagir ce sel sur du spath fluor. On ajoute le spath fluor en poudre dans une dissolution de sulfate d'alumine et on chauffe le mélange à 60 degrés plusieurs heures. Il se forme un sel complexe d'alumine, un fluosulfate, et la chaux passe à l'état de sulfate insoluble :

Emploi
du
spath fluor.



On décante la dissolution qui contient ce fluosulfate et on achève de le transformer en fluorure en le faisant

réagir sur de la cryolithe ou sur du fluorure de sodium (formules 2 et 4). On ajoute la cryolithe en poudre à la solution préalablement concentrée, on dessèche et on chauffe le mélange au rouge, sans aller tout à fait jusqu'à la température de fusion; puis on lave à l'eau chaude.

Ainsi, par cette méthode, la transformation de l'alumine en fluorure se fait en deux phases, et on emprunte le fluor d'abord à un minéral spécial, la fluorine, puis à la cryolithe, ou aux résidus de fluorure de sodium des opérations précédentes.

Conditions
pour obtenir
des
produits
purs.

La cryolithe naturelle n'est nécessaire qu'à l'origine pour mettre les opérations en train. Les impuretés, silicium et fer, passent dans les premières portions d'aluminium obtenu. La scorie n'en contient presque plus; si donc on n'en introduit pas de nouveau, la régénération de la cryolithe devrait donner un produit pur.

La silice et le fer peuvent se rencontrer dans le sulfate d'alumine et dans le spath fluor: ces corps peuvent aussi provenir de l'attaque des vases dans lesquels on chauffe les sels au rouge pour les faire réagir.

D'après M. Ichon, le lavage à l'eau chaude du fluorure d'aluminium enlève une grande partie des sels de fer; on peut aussi les dissoudre en traitant la cryolithe par un acide faible. D'autre part, le fer apporté par le sulfate d'alumine peut être précipité par le prussiate de potasse dans la dissolution de fluosulfate obtenue après la réaction (3). Enfin le silicium s'éliminerait sous forme de fluorure volatil pendant le chauffage au rouge qui suit.

Néanmoins, le même auteur signale la nécessité de faire cette opération dans un vase en fonte, recouvert d'un enduit exempt de fer et de silice.

Cette condition ne paraît pas facile à réaliser. Le

charbon est, je crois, le seul corps qui puisse servir. On n'obtient pas sans peine des revêtements solides. Autant que je puis le savoir, il faut piler avec soin, par couches minces, le charbon en poudre, aggloméré avec un peu de brai, et le cuire dans le vase même.

Mais la réussite exige des tours de main qu'on ne divulgue pas.

En fait, l'aluminium brut, obtenu par le traitement de la cryolithe artificielle, est souvent très impur. Ce n'est qu'à titre exceptionnel qu'on en fabrique de meilleures qualités avec des précautions multiples et des opérations supplémentaires qui ne rentrent pas dans la pratique courante.

RÉDUCTION DE L'ALUMINIUM

La réduction de la cryolithe par le sodium se fait à une température de 800 à 900°. La difficulté qui avait empêché autrefois de recourir à cette réaction, c'est l'énergie avec laquelle le fluorure de sodium attaque les récipients de toute nature ; il en résulte que le métal se charge de silicium si on opère dans des fours en briques, de fer si on emploie des vases métalliques.

Traitement
de la cryolithe
par
le sodium.

Dans les nouveaux procédés, l'opération se fait assez rapidement pour que l'attaque des parois soit insignifiante et ne souille pas trop l'aluminium.

Dans les usines appliquant le procédé Netto, la réduction se fait au creuset ou dans un convertisseur cylindrique.

Le creuset est en plombagine, fixé dans une cuve cylindrique en tôle ; on y fond d'abord 90 kil. de cryolithe, avec 180 kil. de sel marin, qui intervient seulement pour la délayer. Puis on y plonge un bloc de

Réduction
au creuset.

sodium ($2^k,5$) qui a été moulé et solidifié au bout d'une tige en fer; on l'enfonce dans le bain en le pressant avec une sorte de couvercle en tôle que deux ouvriers, la figure couverte de masques, portent suspendu au milieu d'une longue barre de fer. La réaction est immédiate et très vive; il se dégage des vapeurs blanches de fluorure. Le sodium, volatil à cette température, traverse la masse fondue sous forme de vapeurs. L'opération ne dure que quelques minutes.

La cuve est portée sur un petit chariot et peut basculer pour couler le métal dans un moule en fonte où il se réunit en culot et se sépare de la scorie. On obtient $4^k,5$ d'aluminium et une scorie contenant 43 p. % de fluorure de sodium, 43 de chlorure et 15 p. % de cryolithe non décomposée. L'aluminium qui s'y trouve disséminé peut être recueilli à l'état de bronze, en plongeant une barre de cuivre rouge dans le bain.

réduction
au
convertisseur.

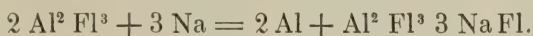
Le convertisseur, qui s'emploie pour les opérations courantes, est un cylindre traversé par un tuyau où passent les flammes obtenues par la combustion des gaz d'un gazogène. On y charge la cryolithe, puis quand elle est assez chaude, le sodium liquide. On ferme alors le tampon de chargement; on interrompt la communication avec le gazogène, et on fait tourner le cylindre sur des pivots perpendiculaires à sa longueur. La coulée se fait par un office latéral, après avoir replacé le cylindre verticalement.

Le traitement est plus économique, mais le métal moins pur qu'au creuset.

Les consommations pour 1 kil. d'aluminium sont de 12 kil. de cryolithe, 12 kil. de sel marin, 3 kil. de sodium et 20 kil. de charbon.

L'usine de Walsend, appliquant le procédé Netto, produisait environ 200 kil. par jour en 1889.

M. Grabau a essayé aussi de traiter le fluorure simple, à l'état de poudre solide, par le sodium. Les deux corps sont chauffés à part, mais pas assez pour fondre le fluorure ; mis en présence, ils réagissent très vivement suivant la formule :



La température est assez modérée pour que la cryolithe se fige sur les parois du vase sans l'attaquer. La perte de sodium serait, dit-on, moins forte par ce procédé que par tout autre.

Quand on veut obtenir de l'aluminium très pur, on peut y arriver en fractionnant le traitement. On commence par ajouter un tiers du sodium nécessaire. Les impuretés des matières premières (silicium et fer) se concentrent dans l'aluminium qu'on obtient ; la scorie transvasée est traitée par une nouvelle quantité de sodium et donne du métal pur.

Traitements
fractionnés
pour
obtenir
l'aluminium
pur.

L'aluminium à deux traitements, au creuset, peut contenir 99 p. % d'aluminium réel, tandis qu'au convertisseur il en contient 97 à 98, et que l'aluminium à un traitement n'a qu'une teneur de 90 à 95 p. %.

M. Castner purifie préalablement le chlorure double en le fondant avec un peu de sodium ou d'aluminium où se rassemblent les corps étrangers : il est arrivé ainsi à préparer du métal à plus de 99 p. %.

PROCÉDÉ BRIN

MM. Brin frères, chimistes à Londres, ont annoncé qu'ils réduisaient l'alumine au cubilot, en y traitant avec du fer et du charbon l'argile mélangée à un fondant dont ils n'ont pas donné la composition et qui contiendrait, dit-on, du borax, peut-être aussi du sel marin et de la cryolithe.

Il paraît difficile, dans l'état actuel de la science, de

croire à la réduction directe de l'alumine par le charbon, et ce procédé, entouré de mystères, n'est signalé qu'avec doute par les auteurs sérieux.

Observons, toutefois, qu'avec l'intervention du fer, la réduction des sels d'aluminium, peut-être même de l'alumine, ne saurait être qualifié, à *priori*, d'impossible, puisque dans ces conditions on arrive à réduire le sodium, qui à son tour sert à réduire les composés de l'aluminium. La cryolithe peut, je crois, se décomposer partiellement par le fer et le charbon : d'ailleurs on a depuis longtemps signalé la présence de traces d'aluminium dans certaines fontes grises. La réaction qui servirait de base au procédé Brin est donc possible.

Ce qui est plus douteux, c'est qu'elle puisse se produire sur une échelle assez grande pour donner des produits riches en aluminium. Il me paraît probable que tout ce qu'on peut fabriquer ainsi, ce sont des fontes contenant de faibles proportions de ce métal. Je ne sais si ces produits seraient susceptibles d'applications.

PROCÉDÉS ÉLECTRIQUES

Ces procédés, ceux du moins qui ont reçu quelques applications industrielles, se rattachent à deux types principaux :

1° Ceux où on réduit directement l'alumine en présence du charbon et où l'électricité paraît intervenir surtout comme source de chaleur ;

2° Ceux où on électrolyse un sel d'alumine fondu.

Les premiers exigent des courants puissants, d'intensité assez forte (60 volts au moins), car l'électricité doit traverser et échauffer une masse peu conductrice. Les seconds fonctionnent avec des courants à basse tension.

PROCÉDÉ COWLES

Dans le procédé Cowles, on soumet à l'action d'un courant puissant un mélange d'alumine et de charbon. Pour avoir un métal pur, on doit employer du corindon ou de l'alumine artificielle : si on traite de la bauxite, on obtient un métal très impur, contenant jusqu'à 10 p. % de silicium et 5 p. % de fer. Il peut s'employer dans la fabrication du ferro-aluminium, mais non dans celle des bronzes.

Principe
du procédé.

Quand on veut fabriquer de toutes pièces des alliages, on ajoute au mélange de la limaille de cuivre ou de fer en proportion convenable. Il faut avoir soin que les grenailles métalliques soient bien disséminées dans la masse et ne se touchent pas, car elles offriraient un passage trop facile au courant qui n'agirait plus sur l'alumine.

Fabrication
des alliages.

L'opération se fait dans un four rectangulaire de 1 mètre de long sur 0,90 de large.

Conduite
de l'opération.

Les parois sont garnies d'une brasque de poussier de charbon mélangé avec de la chaux : on obtient ainsi une matière bien réfractaire, qui n'est pas conductrice de l'électricité. Puis on tasse au centre du fourneau le mélange d'alumine avec du charbon et du métal, de façon à former un prisme, qu'on recouvre de charbon en poudre. On place enfin un couvercle percé de trous qu'on lute.

Par chaque extrémité du four pénètrent deux électrodes mobiles formées par des faisceaux de crayons en charbon ; on peut les rapprocher à volonté. Au début, elles sont peu distantes et on les écarte à mesure que la résistance diminue.

Autrefois, les électrodes étaient fixes et on réglait l'intensité du courant avec des boîtes de résistance plon-

gées dans une cuve pleine d'eau. Mais la résistance était trop forte au début.

Avec la disposition actuelle, on part avec une résistance très faible, en modérant l'action de la machine, puis on écarte peu à peu les électrodes, en augmentant la force électro-motrice. Il faut surveiller de très près l'appareil parce que les conditions variables où se trouve la charge peuvent provoquer des changements brusques dans l'intensité du courant. Un coupe-circuit constitué par des châssis à lame de plomb sert d'appareil de sûreté, la fusion du métal interrompt le courant s'il dépasse 8.000 ampères. L'intensité normale est de 5 à 6.000 ampères, avec une tension de 60 à 70 volts. Sous l'influence de ce courant puissant, la masse s'échauffe : elle se trouve comme plongée dans l'arc voltaïque. Le métal entre en fusion et se rassemble sur la sole. L'alumine est décomposée ou réduite par le charbon et l'aluminium s'allie au métal fondu. Il s'échappe par les trous du couvercle une flamme d'oxyde de carbone entraînant des poussières d'alumine. (Peut-être y a-t-il volatilisation et réoxydation de l'aluminium ?) L'opération est terminée en 1 h. 1/2 environ ; on coule l'alliage par un trou de coulée latéral. On obtient à chaque charge environ 7 à 8 kil. d'aluminium allié.

L'usine de Milton produit par jour 70 à 90 kil. d'aluminium, avec un personnel de 25 hommes et une machine de 400 chevaux. Le rendement a, dit-on, atteint 40 grammes par cheval-heure dans certains essais ; mais en moyenne il ne dépasse pas 15 à 20 et se réduit à 10 si on tient compte des arrêts.

Inconvénients de cette méthode. Les premiers résultats annoncés par Cowles en 1887 ont produit dans le monde industriel une émotion considérable. On croyait voir bientôt l'aluminium vendu couramment à 5 francs le kilog. En fait, on n'est

pas arrivé à produire l'aluminium isolé : à la température à laquelle on opère, ce métal se brûle ou se volatilise, le déchet est trop considérable. Il est du reste toujours impur. On n'a pu fabriquer que des alliages : on les a obtenus, il est vrai, à bas prix ; l'aluminium y est compté aujourd'hui à moins de 10 francs le kilog. Mais la qualité laisse bien à désirer ; ils contiennent, souvent de fortes proportions de silicium et de calcium. (3 à 10 p. % de Si, 3 p. % de Ca d'après M. Kosmann) et en Europe on a grand'peine à en trouver le placement.

PROCÉDÉS HÉROULT ET KILIANI

Le procédé Héroult diffère du procédé Cowles parce qu'au lieu d'opérer sur un mélange d'alumine solide et de charbon, on opère sur l'alumine fondue. Les électrodes sont très rapprochées. Le courant passant à travers la matière en fusion, qui est peu conductrice, fournit la chaleur nécessaire pour la fondre et produit en même temps sa décomposition. On n'ajoute pas de charbon pour réduire l'alumine, mais il y a consommation d'une certaine quantité de charbon de l'électrode, qui peut bien avoir une action chimique.

Principe
de
la méthode.

L'alumine seule peut à la rigueur être fondue par le courant, mais en pratique, pour faciliter sa fusion, on y ajoute de la cryolithe en poids à peu près égal. Cette méthode, résultant des modifications apportées par M. Kiliani aux procédés primitifs, est seule appliquée aujourd'hui.

Emploi
de
la cryolithe.

L'appareil est une cuve cylindrique en tôle garnie de graphite ou de charbon conducteur tassé. Le courant passe donc par les parois de la cuve, et le métal fondu qui se rassemble au fond ferme l'électrode négative.

Mode
de travail.

L'anode est formée par un bloc de charbon de 0^m,25

de côté, composé d'une série de plaques juxtaposées. Elle est suspendue à une potence par l'intermédiaire d'une vis qui permet de l'abaisser ou de l'élever. Elle plonge dans le bain fondu, où on la maintient à quelques millimètres au-dessus du métal.

On charge d'abord un peu de métal et de cryolithe ; on détermine la fusion en faisant passer le courant. Puis on alimente avec un mélange d'alumine et de cryolithe. On soutire de temps en temps le métal par un trou de coulée. Le fond du bain est formé par du fer ou du cuivre quand on fabrique des alliages.

La production d'un appareil est de 20 kil. environ en 24 heures. La force électro-motrice nécessaire ne paraît pas dépasser 10 ou 20 volts. On indique pour la marche pratique des forces variant de 15 à 25 volts. L'intensité du courant est de 3 à 4.000 ampères.

Résultats. La production par cheval-heure aurait atteint dans certains essais 30 à 40 grammes, mais, en pratique, elle ne dépasserait pas en moyenne 18 à 22.

On consomme, par kilogramme d'aluminium, 2^k,2 d'alumine, 1^k,6 de cryolithe et 1^k,6 de charbon d'électrode. Ce dernier produit, dont la préparation se fait à l'usine, revient à 0 fr. 40. L'alumine et la cryolithe reviennent à 1 fr. 10. Il y aurait donc pour près de 5 fr. de matières premières.

Ce procédé fonctionne à Froges (Isère) où l'usine dispose d'une chute de 800 chevaux, et à Neuhausen, sur la chute du Rhin, où on peut utiliser 2.000 chevaux. Il paraît plus pratique que le procédé Cowles. La production de l'usine de Froges ne dépasse pas 100 kil. par jour, celle de Neuhausen, 200 kil. (Cette dernière usine pourrait, dit-on, en produire 200.)

Nature des réactions. On a beaucoup discuté sur la nature exacte des réactions qui se produisent dans ce traitement. L'inventeur

soutient que l'alumine fondue est électrolysée et non réduite chimiquement comme dans le procédé Cowles. Il en donne pour preuve que ce dernier admet l'emploi de courants alternatifs, où le rôle des deux pôles est à chaque instant interverti, tandis que dans son appareil on ne peut employer que des courants continus. Il en conclut que la précipitation du métal est bien due à l'action du courant, qui le porte au pôle négatif.

Il est évident que le fluorure se trouve dans les conditions nécessaires pour l'électrolyser et que si on renverse le courant, le métal se portera au moins en partie sur l'électrode supérieure. Mais cela ne suffirait pas à prouver que dans la marche normale l'électrolyse joue le rôle prépondérant.

On a aussi invoqué le dégagement d'oxygène au pôle positif pour démontrer que l'alumine était décomposée : d'autres auteurs ont soutenu qu'elle était réduite par le charbon de l'électrode, parce que ce dernier s'use en quantité plus que suffisante pour correspondre à cette réaction : ces faits sont aussi peu probants l'un que l'autre.

Si l'électrode s'use, il n'est pas certain pour cela que le charbon agisse directement sur l'alumine et la réduise ; de quelque façon que l'aluminium soit produit, il y a dégagement d'oxygène au pôle positif, soit que l'alumine soit elle-même électrolysée, soit qu'il y ait d'abord décomposition du fluorure.

Dans ce cas en effet, le fluor dégagé réagit sur l'alumine et met en liberté une quantité équivalente d'oxygène. Ce gaz, produit au contact du charbon à haute température, doit forcément le brûler. En effet, dans le procédé Minet, où l'aluminium provient certainement de l'électrolyse du fluorure, les électrodes s'usent aussi, quoique un peu moins.

Ainsi, de quelque nature que soit au fond la réaction,

elle doit se traduire par les mêmes phénomènes, et les conclusions qu'on a voulu tirer des faits observés sont illusoires.

Il faut remarquer que le procédé Héroult s'est peu à peu modifié. A l'origine, on marchait à 36 volts, en faisant des alliages avec le cuivre ou le fer et en ajoutant peu de cryolithe. Les conditions se rapprochaient alors de celles du procédé Cowles : il sortait de l'appareil de véritables flammes, preuves de la formation d'oxyde de carbone ; il est probable qu'alors l'alumine se réduisait réellement par le charbon de l'électrode. Depuis, on a augmenté graduellement la proportion de cryolithe et diminué la tension pour faire de l'aluminium pur. A 25 volts, il ne se dégage plus de flammes, le charbon reste lumineux, probablement parce que l'oxygène qui se dégage autour le brûle lentement et qu'à une température modérée il donne plutôt de l'acide carbonique. Aujourd'hui, on descend, paraît-il, à 10 ou 15 volts et même au-dessous : les conditions du traitement, tel qu'il se pratique après les transformations successives opérées par M. Kiliani, ne diffèrent presque plus de celles du procédé Minet, que nous allons décrire, et il ne paraît pas douteux que l'électrolyse de la cryolithe y joue maintenant le rôle principal.

PROCÉDÉ MINET

Electrolyse
des sels
d'aluminium.

L'électrolyse des sels fondus a été la première méthode qui a permis de réduire les oxydes réfractaires et d'obtenir les métaux alcalins. Il était naturel de chercher à l'appliquer à l'aluminium.

Elle n'exige que des tensions assez faibles. Le courant traverse facilement les sels fondus, pourvu que ce soit sur une épaisseur réduite ; l'électricité est employée uniquement à produire leur décomposition.

L'infusibilité de l'alumine ne permettait pas de l'élec-

trolyser directement. Les sels qu'elle forme avec les oxacides présentaient des difficultés multiples.

Les sels haloïdes (chlorure, fluorure), sont les seuls qui se prêtent bien à l'électrolyse. Mais ils ne conduisent pas l'électricité et sont trop volatils. On ne peut opérer que sur les sels doubles d'aluminium et de sodium.

Le chlorure double d'aluminium et de sodium ne donne pas de bons résultats : le premier sel se sépare et se volatilise en partie. Le fluorure double d'aluminium et de sodium (cryolithe), maintenu en fusion à plus de 800°, s'électrolyse en déposant au pôle négatif de l'aluminium ; ce métal provient, dit-on, d'une réaction indirecte : c'est du sodium qui s'isole d'abord et décompose chimiquement le sel d'aluminium ; du fluor se dégage d'autre part au pôle positif. Le bain s'altère rapidement et la production est faible.

Grâce aux recherches approfondies exécutées depuis 1887 par M. Minet dans l'usine de MM. Bernard et Myrtil, à Creil, l'électrolyse de la cryolithe est devenue un procédé réellement industriel. On possède, du reste, sur ce procédé des renseignements scientifiques et précis qui manquent sur les autres, car M. Minet a fait à l'Académie des sciences des communications nombreuses et détaillées sur ses expériences.

Les points caractéristiques du procédé Minet sont les suivants :

Le bain soumis à l'électrolyse est un mélange de fluorure double avec du chlorure de sodium dans la proportion de $\frac{1}{4}$ à $\frac{1}{2}$. Ce mélange donne de meilleurs résultats que le fluorure employé seul. Il se dégage du fluor au pôle positif. Pour entretenir la composition du bain, on y charge de l'alumine, qui, introduite près de l'anode, est attaquée par le fluor. On perd environ 10 p. % de fluorure par la volatilisation.

Composition
et
alimentation
du bain.

On consomme par kilogramme de métal 2 kilog. d'alumine anhydre et $1^k,5$ de fluorure. Ces quantités correspondent à peu près à $1^k,25$ d'aluminium. On recueille donc 60 p. % du métal contenu dans les matières premières. Pour fabriquer l'aluminium pur, on emploie le fluorure et l'alumine artificiels : pour le ferro-aluminium on emploiera la bauxite et la cryolithe.

On peut réduire beaucoup l'emploi de la cryolithe en alimentant le bain avec un oxyfluorure artificiel. A cet effet, on attaque l'alumine par de l'acide fluorhydrique en quantité suffisante pour la transformer partiellement en fluorure et réparer les pertes de fluor.

Pour surveiller la composition du bain, il suffit de faire de temps en temps une prise d'essai qu'on traite par un certain poids d'eau. Le chlorure de sodium se dissout à peu près seul, et si son poids n'excède pas un dixième de celui de l'eau, en prenant la densité de la solution, on peut calculer sa teneur en chlorure, x , par la formule :

$$d = 1 + 0,75 x.$$

Connaissant la teneur en chlorure du bain, on aura par différence la proportion de fluorure.

Appareils
employés.

Les expériences d'essai se sont faites dans des cuves en fonte ; pour protéger ce métal contre l'attaque par le fluorure, on relie les parois de la cuve au pôle négatif, au moyen d'un fil sur lequel on place une résistance suffisante, de manière que l'intensité du courant dérivé qui y passe n'excède pas 5 à 10 p. % de l'intensité totale.

Dans ces conditions, les parois se recouvrent d'une mince couche d'aluminium réduit par ce courant dérivé ; le fer n'est plus attaqué dans des proportions sensibles.

La cuve, qui a 20 à 40 centimètres de longueur, est

revêtue à l'extérieur de briques réfractaires et chauffée à une température de 900 à 1.100 degrés.

Les électrodes sont formées par deux plaques de charbon aggloméré. Quand on fabrique du ferro-aluminium, on peut employer des plaques de fer. Au-dessous de la cathode, qui est un peu moins longue, se trouve une petite cuvette en charbon où se rassemble l'aluminium fondu. Quand on emploie de grandes intensités de courant, on place une anode de chaque côté de la cathode.

Le charbon des électrodes s'use par suite du dégagement d'oxygène ; cependant on en consommerait moins d'un kilogramme par kil. d'aluminium. Cette différence avec les résultats accusés pour le procédé Héroult pourrait tenir à l'intensité plus faible du courant. Théoriquement, 100 d'alumine contenant 46,7 d'oxygène, la décomposition d'un kilog. d'alumine correspondrait à la combustion de 360 grammes de charbon (à l'état de Co), c'est donc une usure de 7 à 800 gr. qu'on devrait avoir. Le surplus doit provenir de désagréations mécaniques, peut-être d'un phénomène analogue au transport qui s'opère dans l'arc voltaïque d'une électrode à l'autre.

La force électro-motrice minima nécessaire pour produire la décomposition est d'environ $2^{\text{volts}},40$ à la température de 990° ; elle diminue légèrement quand la température augmente ; elle se réduit à $2^{\text{volts}},17$ à 1.100° . La résistance du bain décroît aussi, d'après la formule :

Conditions
de
marche.

$$\rho = 0,0143 - 0,000011 t.$$

Il y a donc intérêt à augmenter la température, mais il ne faut pas dépasser 1.100° à cause de la volatilité du fluorure.

On marche avec une différence de potentiel de 4 à

6 volts, entre les deux électrodes. L'intensité du courant peut aller jusqu'à 1 ampère par centimètre carré de surface de l'anode, 2^{amp.},5 par surface de la cathode.

La quantité d'aluminium qui pourrait être déposée théoriquement par ampère-heure serait de 0,34. Le rendement, c'est-à-dire la fraction de ce poids qui se dépose réellement par ampère-heure varie de 50 à 60 p. % et augmente (dans les limites indiquées pour les conditions de marche) avec l'intensité du courant. Avec des électrodes en fer, le rendement peut atteindre 80 p. %. Cette amélioration s'expliquerait parce que le métal glisse sur la cathode et se rassemble plus vite dans le creuset : il échappe donc à l'action du fluor mis en liberté dans le bain. Mais on obtient alors de l'aluminium ferreux.

La production par cheval-heure a atteint, dans les essais, 25 grammes et même 40 quand on faisait de l'aluminium ferreux.

L'appareil décrit se prêterait mal à la production en grand parce que sa marche n'est pas continue. Il faut pouvoir couler le métal et dès lors il ne serait pas commode d'isoler les parois de manière à y faire passer une fraction seulement du courant. On emploiera donc une cuve garnie d'un mince revêtement de charbon compact ; le bain métallique se rassemblera au fond et servira d'électrode ; on pourra ménager un trou de coulée dans les parois.

Comparaison
avec
les méthodes
précédentes.

Si on compare le procédé Minet au procédé Hérault, on voit que les consommations de matières premières sont un peu plus faibles dans le premier ; ce fait s'explique par la volatilisation qui doit se produire quand on opère à haute température. La production par cheval-heure est à peu près analogue et trop mal connue pour qu'on puisse dire de quel côté serait l'avantage :

il semble cependant qu'elle devrait être plus forte dans le procédé Minet où l'électricité n'est employée qu'à la décomposition au lieu d'avoir en même temps à produire la chaleur.

Dans le procédé Héroult on a une consommation plus importante de charbons d'électrode : il est vrai qu'on n'a pas à dépenser de combustible pour le chauffage des appareils, mais comme ce combustible est bien moins cher que le charbon d'électrode, l'économie qui en résulte doit être faible comparativement à la dépense. En revanche, la production journalière d'une cuve n'excèdera guère 4 à 5 kil. dans le procédé Minet et atteint 20 kil. dans le procédé Héroult. Les dépenses d'installation seront donc un peu plus fortes pour le premier. Je crois néanmoins qu'il y a un avantage réel à employer des courants à faible tension, et que la supériorité définitive doit rester au procédé Minet.

D'après l'évolution suivie par le procédé Héroult, on peut conjecturer que l'avenir est surtout aux systèmes dans lesquels on marche à basse tension. Il y a avantage du reste à fabriquer de l'aluminium, plutôt que des alliages qu'on obtient toujours à des titres variables et qu'il faut refondre après l'analyse : il vaut mieux les faire en fondant l'aluminium avec du cuivre ou de la fonte de fer ; on peut ainsi obtenir exactement la teneur voulue.

D'autres procédés, sur lesquels on n'a pas de renseignements détaillés, ont été fondés sur l'électrolyse. Le procédé Kleiner, appliqué autrefois à Neuhausen, consistait à fondre par le courant et à électrolyser la cryolithe en poudre contenue dans un récipient en bauxite. Il ne pouvait différer que par les détails opératoires du procédé Kiliani-Héroult qui l'a remplacé.

Procédés
divers.

Le procédé Graetzel, suivi en 1888 à l'usine d'Heme-

lingen et très prôné par certains auteurs allemands, consistait à électrolyser le chlorure double, qu'on mélangeait de cryolithe et de charbon en poudre. Il semble peu probable qu'il puisse être économique.

Avenir de la métallurgie de l'aluminium.

Conditions
économiques
du
traitement.

Les procédés électrolytiques paraissent, en résumé, ceux qui donnent le plus d'espérances. D'après les détails donnés plus haut, la fabrication d'un kilogramme d'aluminium exige de 3^k,5 à 4 kilog. de matières premières. Or, l'alumine et la cryolithe reviennent actuellement à 1 fr. 10 rendues à l'usine de Froges, en Isère (1). Il y a donc de ce fait une dépense de 4 francs environ pour laquelle on ne peut prévoir de diminution notable. Quant aux frais de fabrication, si on admet une production moyenne de 20 grammes par cheval-heure, on peut compter sur 2 fr. 50 environ. La dépense de cinq centimes par cheval-heure n'est pas sans doute exagérée, même dans le cas de l'emploi d'une chute d'eau, si on y comprend les frais d'entretien et de conduite de tous les appareils, dynamos et cuves de précipitation. Ainsi un prix de 6 fr. 50 à 7 francs me paraît être le minimum qu'on puisse espérer aujourd'hui pour l'aluminium ordinaire. Le métal pur ne reviendra pas sans doute à moins de 10 francs, car il ne pourra se fabriquer qu'avec des matières premières spéciales, ou préalablement purifiées. Au contraire, dans les alliages comme le ferro-aluminium, où ni le fer, ni le silicium n'offrent d'inconvénients sérieux, on pourra descendre à des prix bien plus bas.

(1) L'alumine hydratée telle qu'elle se vend dans l'industrie, ne coûte pas plus de 0 fr. 45, mais à cause de sa teneur en eau, on en consomme près du double, 4 à 5 kil. par kil. d'aluminium.

Une des particularités communes à tous les procédés de fabrication de l'aluminium, c'est la faible capacité de production des usines. Un établissement utilisant des forces motrices énormes ne peut extraire que quelques centaines de kilogrammes de métal par jour. Les frais généraux sont donc très lourds.

L'alumine est, en somme, la principale matière première pour les procédés de traitements électriques. Leur développement est donc lié à celui de la fabrication industrielle de l'alumine pure, qui restera une opération intermédiaire indispensable pour l'extraction de l'aluminium, toutes les fois du moins qu'on voudra préparer ce métal à un état autre qu'à celui d'alliage avec le fer.

Procédés
de
fabrication
de
l'alumine.

Pour avoir l'alumine pure, il faut la séparer de la silice et de l'oxyde de fer qui l'accompagnent dans la bauxite. On doit recourir, soit à l'intervention des alcalis, en passant par l'intermédiaire de l'aluminate de soude, soit à celle de l'acide sulfurique, en préparant d'abord du sulfate d'alumine.

Si on calcine au rouge vif la bauxite avec la moitié environ de son poids de carbonate de soude, l'alumine est attaquée sans être complètement fondue. La masse pâteuse, reprise par l'eau, laisse dissoudre de l'aluminate de soude ; l'oxyde de fer reste insoluble, ainsi que la silice à l'état de silico-aluminate. On est obligé de traiter des bauxites riches en alumine pour ne pas en perdre trop sous cette forme.

Traitement
de la bauxite
par
la soude.

La dissolution d'aluminate pure est précipitée par un courant d'acide carbonique venant de la calcination du calcaire dans un four à cuve. L'acide carbonique déplace l'alumine et régénère du carbonate de soude.

Précipitation
de
l'alumine
par
la méthode
Baeyer.

M. Baeyer a fait connaître une réaction qui pourrait servir à améliorer ce procédé. Si on agite une dissolution d'aluminate avec de l'alumine hydratée récemment précipitée, ce corps, par une sorte d'action de présence, détermine une décomposition lente et spontanée du sel. La plus grande partie de l'alumine se précipite. Au bout d'un temps assez long (4 ou 5 jours), il ne reste plus en dissolution qu'un équivalent d'alumine pour six de soude : la décomposition ne peut être poussée plus loin.

On pourrait donc supprimer l'emploi de l'acide carbonique : on n'aurait besoin de ce gaz que pour mettre la réaction en train en précipitant une première fois un peu d'alumine.

Les eaux mères contiennent dans ce cas la soude caustique, au lieu de la contenir à l'état de carbonate. Elles peuvent servir au traitement de nouvelles quantités de bauxite, le soude caustique attaque l'argile bien plus facilement que le carbonate. D'après les expériences de Sainte-Claire Deville, il ne serait même pas nécessaire d'opérer par fusion : une dissolution concentrée, sirupeuse, de soude caustique, attaquerait l'argile à l'ébullition.

Il reste à savoir si la lenteur de la précipitation de l'alumine par le procédé Baeyer ne deviendrait pas un inconvénient grave au point de vue industriel.

Procédé Laur.

M. Laur expérimente depuis un certain temps un nouveau procédé de fabrication de l'alumine, qui consiste, je crois, à remplacer la soude par un mélange de sulfate de soude et de charbon. La séparation de la silice serait plus complète et la fabrication plus économique.

Traitement
des bauxites
par l'acide
sulfurique.

Je suis porté à croire que le traitement par l'acide sulfurique donnerait de meilleurs résultats et mériterait au moins d'être essayé.

La bauxite s'attaque très rapidement par l'acide sulfurique à 50° Baumé, à une température un peu supérieure à 100°. Le liquide transvasé dans des bassines en plomb laisse précipiter par le repos la silice et l'argile non attaquée. On obtient ainsi une dissolution de sulfate plus ou moins ferreux.

Il est facile de le purifier. Si on fait digérer assez longtemps à froid une dissolution de sulfate neutre avec de l'alumine hydratée, celle-ci agit comme une base un peu plus forte que le peroxyde de fer et se substitue peu à peu à lui en le précipitant (plus ou moins mélangé de sous-sulfate).

Par conséquent, si on fait digérer la dissolution avec un excès de bauxite alumineuse (après avoir d'abord fait passer tout le fer à l'état de peroxyde, par l'acide azotique ou le chlorure de chaux), on obtiendra une dissolution de sulfate neutre d'alumine pure (1).

Ce sulfate calciné donnera un résidu d'alumine, en dégagant de l'acide sulfureux qui pourra servir à régénérer une partie de l'acide sulfurique employé.

Le procédé Webster consistant à extraire l'alumine de l'alun, par calcination avec le goudron et lixiviation pour enlever le sulfate de potasse, s'appliquerait sans doute au sulfate d'alumine, mais ne régénérerait pas l'acide sulfurique (décomposé en hydrogène sulfuré).

Il existe déjà dans le midi de la France des fabriques de sulfate d'alumine. Il est probable que la préparation de l'alumine par calcination du sulfate n'y serait pas trop coûteuse.

On pourrait aussi employer directement le sulfate à régénérer de la cryolithe artificielle avec les scories de

Emploi
du
sulfate d'alu-
mine.

(1) Ce procédé pour préparer du sulfate sans fer est appliqué, je crois, par la Société des Bauxites du Midi : je ne sais quel en est l'inventeur.

l'électrolyse, comme on le fait dans le procédé Netto. Mais au point de vue du bon fonctionnement des appareils électriques, il vaut mieux peut-être alimenter avec de l'alumine. Abstraction faite de cette question, il est évident qu'on peut utiliser dans les procédés électriques tous les moyens de régénérer les scories qui servent de base aux procédés chimiques.

Conclusion.

La bauxite comme matière première, l'acide sulfurique et le spath fluor comme réactifs (1) pour fabriquer les produits intermédiaires, la force motrice comme agent principal, telles sont les ressources que réclame la métallurgie de l'aluminium.

La Provence et la vallée du Rhône possèdent de nombreuses carrières de bauxite. Les industries chimiques y sont déjà florissantes. D'ailleurs, la Savoie et le Dauphiné offrent de nombreuses chutes d'eau. Il est donc à espérer que cette industrie nouvelle trouvera dans le midi de la France toutes les conditions favorables à son développement.

AFFINAGE DE L'ALUMINIUM

Il serait très important de pouvoir affiner l'aluminium ordinaire. Mais, à ce point de vue, l'industrie ne semble pas avoir fait des progrès et je ne connais que les essais relatés par Sainte-Claire Deville.

Le métal brut retient des fragments de scorie, dont la présence diminue sa résistance aux actions atmosphériques. Elle est surtout nuisible quand il s'agit de fabriquer des alliages avec l'argent, parce que le contact des scories peut produire des fluorures ou des chlorures de ce métal. Pour en débarrasser l'aluminium, il faut

(1) Ces réactifs servent, comme nous l'avons vu, à préparer de l'acide fluorhydrique pour transformer une partie de l'alumine en fluorure et réparer les pertes de fluor.

le refondre et l'écumer soigneusement, en sacrifiant la partie supérieure du bain.

On ne connaît pas de procédé pour éliminer le silicium et le fer. Le meilleur mode de purification, d'après Sainte-Claire Deville, est de fondre l'aluminium sous une couche de nitre. Les creusets de terre seraient attaqués. Il faut opérer dans des creusets en fonte, où on a fait fondre du nitre une première fois pour oxyder légèrement la surface intérieure. On ne doit pas chauffer trop fort, car si le nitre atteignait la température où il se décompose, il se formerait de l'aluminate. On améliore ainsi le métal, sans l'épurer tout à fait.

On peut diminuer les proportions de fer et de cuivre, quand elles sont considérables, par une liquation à basse température. Il reste au fond du creuset une carcasse riche en métaux étrangers.

En pratique, il n'existe pas de procédé industriel pour affiner l'aluminium. Pour avoir du métal pur, il faut opérer sur des matières pures, dont la préparation présente de grandes difficultés. On peut aussi obtenir une partie du métal à un état de pureté suffisant, si on conduit les opérations de manière à concentrer les corps étrangers dans le reste. C'est ce qu'on fait dans le procédé Netto, par le traitement fractionné en deux ou trois réductions nécessaires. On peut arriver au même résultat avec les procédés électrolytiques. Si, au lieu d'alimenter le bain d'une manière continue, on traite à part une charge déterminée et que l'on fractionne les produits, le fer et le silicium passent dans les premiers ; l'aluminium réduit à la fin est assez pur. Mais le métal ainsi préparé reviendra toujours cher, à moins qu'on ne trouve des débouchés faciles et avantageux pour l'aluminium de qualité inférieure qui constitue la plus grande partie des produits.

Applications industrielles de l'aluminium et de ses alliages.

Les emplois de l'aluminium sont multiples. On peut les diviser en trois catégories :

1° Les fabrications où on fait usage de l'aluminium pur ou allié à de petites quantités d'autres métaux.

2° Celles où on utilise les alliages du cuivre avec des proportions modérées d'aluminium (bronzes et laitons).

3° Les applications de l'aluminium comme réactif, dans diverses opérations métallurgiques.

PROPRIÉTÉS ET USAGES DE L'ALUMINIUM

Propriétés
physiques.

L'aluminium est fusible à 625°.

Il prend, en se solidifiant, un retrait considérable, (2 p. % environ); il importe d'en tenir compte quand on veut le mouler. Son coefficient de dilatation est élevé (0,000022).

Sa chaleur spécifique est de 0,22 environ ; sa chaleur latente de fusion est considérable.

La densité, bien inférieure à celle de tous les métaux usuels, n'est que de 2,50 lorsqu'il a été simplement coulé : elle peut s'élever à 2,67 pour le métal travaillé.

Propriétés
mécaniques.

L'aluminium coulé a une résistance à la rupture assez faible, de 10 à 12 kil. avec un allongement médiocre (3 à 6 p. %).

Il se travaille très facilement à froid et peut se forger presque indéfiniment sans recuit. Cependant le travail l'écrouit d'une manière sensible : tréfilé, sa résistance atteint 25 à 27 kil., l'allongement est alors de 2 à 3 p. % : le recuit abaisse la résistance à 14 kil., mais l'allongement devient de 23 p. %.

La résistance décroît assez vite avec la température.

Un fil recuit a donné, d'après M. Le Châtelier, les charges de rupture suivantes :

18 kil.	à 0°
13	150
7	250
5	300
2	400

Malgré sa grande affinité pour l'oxygène, l'aluminium ne s'oxyde pas directement à chaud, même au rouge vif. Cette anomalie s'explique par l'infusibilité de l'alumine. Il se forme sans doute une pellicule mince d'alumine et, en fait, on trouve toujours des crasses oxydées à la surface quand on fond l'aluminium, mais l'attaque ne se propage pas.

A froid, l'aluminium pur est inaltérable par l'air humide. Il résiste très bien aux émanations sulfurées qui noircissent l'argent. Des miroirs de ce métal sont, dit-on, capables de durer très longtemps sans se ternir. Il n'est pas non plus attaqué par les acides gras.

Ces qualités de résistance paraissent être le privilège de l'aluminium pur. Lorsque ce métal contient du fer et du silicium, il se pique à l'air humide. L'aluminium du commerce, qui contient presque toujours 2 ou 3 p. % de matières étrangères, se ternit assez vite. Seulement l'altération reste toujours superficielle.

L'aluminium décompose l'eau en présence des dissolutions alcalines. Par voie sèche, les alcalis et les azotates alcalins ne l'attaquent qu'à très haute température. Il se dissout rapidement dans l'acide chlorhydrique. L'acide sulfurique l'attaque moins vite, surtout quand le métal est pur. A l'état de pureté absolue, il devient, comme le zinc, inattaquable par cet acide. L'acide azotique ne l'attaque que très difficilement à chaud et est sans action à froid même concentré.

Propriétés
chimiques.

L'aluminium du commerce contient en général 2 à 3 p. % de matières étrangères, 1 à 2 de silicium, et 0,5 à 1 de fer. La dissolution dans l'acide chlorhydrique laisse un résidu noir ; c'est du silicium qui d'après Sainte-Claire-Deville, est mélangé avec un protoxyde de silicium hydraté.

Fusion
de
l'aluminium.

L'aluminium doit être fondu à sec, sans addition d'aucun fondant. Il n'attaque pas alors les creusets de terre, mais s'il y avait une scorie fusible, elle servirait d'intermédiaire ; le silicium serait réduit et passerait dans le métal. On ajoute peu à peu les morceaux d'aluminium à mesure qu'il fond et on brasse avec des outils en fer ; il faut avoir soin de les changer dès qu'ils rougissent, pour éviter que le fer ne s'attaque. Il ne faut pas surchauffer : on doit s'arrêter à la température à laquelle le métal n'adhère plus au ringard, puis écumer le métal avant de couler.

La coulée doit se faire dans des moules en sable bien recuits, avec de larges événements, car le retassement est considérable. Si on emploie des moules métalliques, il est bon de les chauffer à 3 ou 400°.

Mode
de travail.

Le laminage des gros lingots se commence à une température de 400 à 450° : le métal est alors très mou.

A partir d'un certain degré de minceur (à 6 millimètres environ), on lamine à froid.

Le martelage peut se faire entièrement à froid ; si on recuit pendant le travail, il ne faut pas dépasser 150° environ pour que le métal ne devienne pas trop mou. On peut battre l'aluminium en feuilles extrêmement minces. En général, on ne le recuit qu'après l'achèvement du travail.

Si on veut lui rendre toute sa douceur, le recuit doit être fait à 450° environ. On reconnaît la température

convenable à ce qu'une goutte d'huile minérale projetée sur la pièce se volatilise rapidement sans laisser de trace noire.

L'aluminium est assez difficile à travailler à l'outil ; il encrasse beaucoup. Il faut opérer lentement, par copeaux minces, en maintenant les outils imprégnés d'huile légère ou de benzine ; éviter, au contraire, le contact de l'eau de savon qui attaque le métal comme tous les liquides alcalins. On doit employer des limes à simple taille qu'on peut nettoyer avec une dissolution de soude.

Pour décaper l'aluminium, on emploie l'acide chlorhydrique étendu ; on peut aussi se servir de soude et laver ensuite avec l'acide azotique.

Une des grandes difficultés du travail de l'aluminium est la soudure. Ce métal n'est pas mouillé par les soudures ordinaires et n'y adhère pas. On a employé des alliages d'aluminium avec le zinc ou avec l'étain ; il est toujours difficile d'obtenir une bonne adhérence.

Soudure.

M. Bourbouze a indiqué l'emploi des alliages d'étain, mais les descriptions données de son procédé sont peu compréhensibles. Il semble qu'il faille d'abord étamer avec l'alliage les surfaces à réunir, après les avoir bien décapées et en frottant fortement la couche d'alliage. On peut ensuite souder à la manière ordinaire avec des alliages contenant de 20 à 40 p. % d'étain. Les pièces fabriquées, non avec de l'aluminium pur, mais avec un alliage à 10 p. % d'étain, se souderaient bien sans préparation.

Les dépôts galvaniques d'or et d'argent ne prennent pas bien sur l'aluminium ; on est obligé d'y déposer d'abord une couche de cuivre, et l'adhérence n'est pas encore bien satisfaisante.

M. Piala, chimiste à Sèvres, m'a montré des pièces

en aluminium qui paraissaient très bien soudées et d'autres dorées ou argentées sans intermédiaire. Mais il ne m'a donné aucune indication sur ses procédés.

Alliages.

Les alliages très pauvres en cuivre peuvent remplacer pour certains usages l'aluminium pur, dont ils ont à peu près la malléabilité avec plus de raideur et de dureté. Jusqu'à la limite de 2 à 3 p. %, l'introduction du cuivre n'empêche pas l'alliage de se bien forger à froid. On les a essayés depuis quelque temps pour des pièces d'armement telles que cuirasses, casques.

Les alliages avec l'étain jouissent de propriétés analogues et restent plus malléables. A 10 p. %, ils se travaillent encore bien à froid. Ces alliages seraient particulièrement convenables pour les pièces qui doivent être soudées.

Les alliages avec l'argent prennent un beau poli et ont été employées dans l'orfèvrerie. A 2 ou 3 p. %, ils se cisèlent bien et ont plus de dureté que l'aluminium ; l'alliage à 5 p. % a été employé pour faire des lames de couteaux. Ils sont inaltérables, à condition que l'aluminium soit pur et bien exempt de scories, car dans le cas contraire il peut se former du chlorure d'argent qui noircit.

Emplois principaux.

Jusqu'à présent, les emplois de l'aluminium pur (ou allié à de petites quantités d'autres métaux) se sont bornés, dans la pratique, aux objets pour lesquels la légèreté est un avantage précieux, tels que les fléaux de balances et surtout les tubes de lorgnette. On l'essaie depuis quelque temps à La Grand'Combe pour les lampes de mineur. Les applications pourront se développer, mais resteront toujours confinées dans des industries très spéciales. L'application à l'armement, si elle devenait générale, serait seule susceptible de créer un débouché important.

On a aussi préconisé l'aluminium pour la vaisselle et pour les ustensiles de cuisine. Il aurait le grand avantage de s'attaquer fort peu et de donner, dans ce cas, des produits inoffensifs. Les alliages avec l'étain seraient sans doute ceux qui se prêteraient le mieux à ces usages. Ils ne pourront devenir courants qu'à la condition que les difficultés de la soudure soient définitivement résolues et que le prix de l'aluminium s'abaisse à peu près au double de celui du cuivre. Il me paraît difficile, en effet, pour conserver à peu près le même degré de solidité, de réduire de plus de moitié le poids des pièces.

Quant aux avantages que présenterait, au point de vue de la beauté de l'aspect, l'emploi d'un métal inaltérable, on a vu qu'il ne fallait les espérer qu'à condition d'employer de l'aluminium très pur, qui, à moins de nouvelles découvertes, conservera un prix élevé. Il sera donc trop cher pour des objets usuels et ne pourra lutter avec les métaux précieux pour les objets de luxe.

Quant aux usages communs pour lesquels on demande surtout au métal de la résistance, l'aluminium ne peut songer à remplacer le fer, ni même le cuivre. Il est vrai, qu'à poids égal, il a une résistance supérieure à celle du cuivre et presque égale à celle du fer, mais la différence de prix restera longtemps encore un obstacle infranchissable. Ajoutons que dans bien des cas sa mollesse, sa facilité à se déformer et sa grande fusibilité seraient des inconvénients graves.

ALLIAGES DU CUIVRE ET DE L'ALUMINIUM

L'aluminium allié au cuivre augmente rapidement la résistance de ce métal : à une teneur de 10 p. % environ, on obtient le maximum de ténacité. Si la teneur en aluminium augmente au-delà de cette limite, le métal devient cassant ; à 17 p. %, il se pulvérise

Bronzes
d'aluminium.

comme du bismuth. On a donc, au-delà de 11 à 12 p. ‰, des alliages à peu près inutilisables. Jusqu'à 5 ou 6 p. ‰, l'alliage est encore malléable ; au-delà, il prend rapidement une grande dureté et ne peut plus se travailler qu'à chaud.

Propriétés
mécaniques.

Les propriétés mécaniques des bronzes d'aluminium, à teneur égale, paraissent très variables, suivant la pureté du métal ; on peut en juger par les tableaux suivants, empruntés à divers auteurs :

Nombres donnés par Sainte-Claire Deville.

	Charge de rupture.
Bronze à 10 p. ‰	58 à 55 kil.
— en fils	84
— à 8 p. ‰	33
— à 5 p. ‰	31 à 32

Essais faits à Froges (d'après M. Wickersheimer).

	Teneur.	Charge de rupture.	Allongement.
Coulé en coquille	10 p. ‰ . .	61 — 69	10 — 3 p. ‰
	9	57	26
	8,5	51	31
Coulé en sable	10 ‰	46	16
Tréfilé	9	116	1,7

Essais relatés par M. Langhenhove, sur les bronzes de l'usine Milton.

TENEUR		CHARGE DE RUPTURE	ALLONGEMENT
Aluminium.	silicium.		
10 — 11	1 — 2	70 — 79	0 — 5
9	1,8	63 — 70	4 — 8
8,5	1,5	53 — 59	8 — 17
6,5	1,5	44 — 50	18 — 25
4,5	1	33 — 39	30 — 35
2,25	1	19 — 23	45 — 60

Essais faits par M. Minet.

Teneur.	Charge de rupture.	Allongement
<i>Aluminium.</i>		
10 %	42	5
9	34	4
8,5	30	11
7,5	30	23
6,5	30	6

Ces derniers chiffres sont notablement plus faibles que les autres. Toutefois, pour un bronze à 8 p. % qui avait été refondu plusieurs fois, M. Minet a trouvé une résistance de 46 kil., avec 30 p. % d'allongement ; il attribue ce résultat favorable à la plus grande homogénéité du métal. Il est probable que le défaut contraire a diminué la résistance des autres éprouvettes qu'il a essayées. Ces faits montrent l'importance du mode de préparation et l'irrégularité que les liquations peuvent introduire dans les propriétés de ces alliages.

La présence du silicium semble augmenter notablement la résistance, mais diminuer l'allongement. Quand sa proportion dépasse 1 p. %, la limite d'élasticité devient très voisine de la charge de rupture ; les métaux contenant plus de 5 ou 6 p. % d'aluminium deviennent cassants. Le fer a une action analogue. Un bronze contenant près de 2 p. % de silicium et 0,5 de fer peut atteindre une résistance de 90 kil.

Le grain de ces alliages est fin et serré (1). A 10 p. %, leur couleur rappelle celle de l'or ; puis elle pâlit tout d'un coup. Le bronze à 17 p. % est déjà presque blanc. Structure.

Les alliages à teneur voisine de 12 p. % cristallisent en prismes ; leur grain est très grossier, la couleur

(1) Certains auteurs attribuent au bronze à 7,5 p. % une couleur gris verdâtre : aucun des échantillons que j'ai préparés n'a présenté cette anomalie.

jaune pâle. Ceux qui sont riches en aluminium (au-delà de 30 p. %) ont au contraire une cassure à grandes facettes. A 17 ou 20 p. % d'aluminium, le métal est très compact, la cassure serrée et conchoïdale.

Température
de fusion.

J'ai fait quelques recherches pour déterminer les points de fusion des alliages de cuivre et d'aluminium à différentes teneurs. La plupart semblent très sujets aux liquations : quand on suit le refroidissement, on observe après la solidification, des dégagements de chaleur importants à plus basse température. Il y a souvent une période assez longue où le métal reste pâteux.

On peut distinguer trois groupes :

1° Les alliages riches en cuivre, jusqu'à 10 p. % environ, ne fondent complètement qu'à une température très voisine de la fusion du cuivre (1.050°), et ils sont pâteux avant de se solidifier. Ils donnent lieu à des dégagements de chaleur faibles (provenant de solidifications partielles), à des températures qui s'échelonnent vers 7 à 800° , 625° , 530° (Le second point correspondrait à la fusion de l'aluminium, les deux autres à des alliages définis). Ces liquations deviennent plus marquées à mesure que la teneur en aluminium augmente, mais elles sont faibles jusqu'à 10 p. %, surtout quand l'alliage a été refondu plusieurs fois.

Au-dessus de 10 p. %, la solidification à 1.050 disparaît peu à peu ; le métal devient plus fusible et ne contient plus de cuivre en excès. L'alliage à 12,5 p. % serait fusible entièrement vers 960° . Il se distingue des précédents parce qu'il cristallise en prismes, tandis que les autres ont un grain assez serré. Il est encore jaune pâle. Il correspond peut-être à une première combinaison définie. Il réalise le maximum de dureté, mais il n'est pas ductile.

2° A des teneurs plus élevées, on entre dans une autre

série, la structure change. Le grain redevient serré, la couleur disparaît. Il ne se fait plus qu'une solidification partielle au-dessus de 600° et les liquations à 530° prennent une importance croissante. A partir de 25 p. % d'aluminium, on a des alliages blancs, cristallisant à grandes facettes, quoique avec un aspect grenu, et entièrement fusibles vers 530° . Il est curieux qu'un composé si riche en cuivre, c'est-à-dire en métal peu fusible, fonde néanmoins à plus basse température que l'aluminium.

Tous ces métaux sont cassants. Ils donnent des liquations dont les deux principales se font toujours l'une un peu au-dessus de 500° , l'autre un peu au-dessous (460 à 480°). Ces deux points de fusion correspondraient à deux alliages définis : je n'ai pu les obtenir homogènes ; cependant, d'après l'importance relative des dégagements de chaleur ; on peut estimer que celui qui fond à 530° doit avoir une teneur en cuivre voisine de 40 p. % et l'autre une teneur voisine de 20 p. %.

Lorsque ces alliages ont été surchauffés, il peut se produire d'autres liquations à des températures un peu plus élevées, et notamment une solidification partielle d'aluminium vers 625° .

3° Ce n'est guère que lorsque la teneur en cuivre descend au-dessous de 15 p. % que le point de fusion complète commence à s'élever et à se rapprocher de celui de l'aluminium.

Lorsqu'on ajoute l'aluminium au cuivre fondu, il se produit une élévation de température visible ; le bain brille d'un vif éclat. Ce dégagement de chaleur est attribué par certains auteurs à la formation d'un composé défini. Elle peut s'expliquer aussi par la réaction de l'aluminium sur l'oxyde de cuivre, qui se trouve toujours dans le métal fondu.

Dégagement
de chaleur
pendant
la
combinaison.

Réduction
de l'oxyde
de cuivre
par
l'aluminium.

Cet oxyde est réduit ; or, sa chaleur de formation (pour un équivalent d'oxygène) est seulement de 21 calories, tandis que celle de l'alumine est de 65. Ainsi la réaction :



poids de matières en présence étant d'environ 80 grammes, l'élévation de température qui en résulterait serait (si on admet une chaleur spécifique moyenne de 0,20)

$\frac{34}{0,08 \times 0,2}$, soit 2.000°. Si on répartit cette augmenta-

tion sur la masse du cuivre supposé contenir 2 p. % d'oxyde, on n'aurait plus que 40°, mais comme le phénomène doit se manifester surtout à la surface, il suffirait à expliquer les apparences observées.

Quoi qu'il en soit, la réduction de l'oxyde de cuivre est certaine. L'aluminium joue ici le rôle d'agent de raffinage pour lequel on a utilisé successivement le manganèse, le phosphore, même le potassium dans la fabrication des bronzes spéciaux, le silicium dans la préparation du cuivre pur pour fils télégraphiques. Il paraît plus propre que tout autre corps à remplir ces fonctions.

Il permet donc d'obtenir un métal parfaitement désoxydé et c'est sans doute une des raisons, et peut-être la principale, des qualités remarquables de résistances que possède l'alliage.

Il serait intéressant d'essayer si en ajoutant de faibles proportions d'aluminium à des bronzes ordinaires on n'arriverait pas à leur communiquer des propriétés analogues. L'exemple du laiton, dont nous parlerons plus loin, me semble autoriser cette supposition.

Résistance
aux
agents chimi-
ques.

Le bronze d'aluminium résiste bien à l'oxydation par l'air humide et à l'attaque par l'eau de mer, soit à cause de sa composition chimique, soit à cause de son

grain compact et serré. Les laitons contenant des doses très faibles d'aluminium jouissent aussi, quoique à un moins haut degré, de cette qualité. Elle disparaît quand on emploie de l'aluminium impur; les bronzes qui contiennent du silicium sont beaucoup moins résistants; ceux qui en contiennent 3 p. % deviennent très oxydables.

Il ne semble pas, du reste, que l'attaque soit complètement nulle : elle est plutôt limitée à la surface. Ces bronzes se ternissent assez vite et ont besoin d'être souvent nettoyés.

Tous ces alliages peuvent s'obtenir directement par les procédés électriques, si on opère en présence du cuivre. Mais on n'a ainsi que des produits irréguliers, peu homogènes, à teneur incertaine. Préparation.

Les usines qui produisent de l'aluminium pur semblent avoir renoncé à la fabrication directe des bronzes. Il vaut mieux les faire en fondant d'abord le cuivre, puis on ajoute l'aluminium en fragments et on brasse le bain, en ayant soin d'élever le moins possible la température. La fabrication sera naturellement plus facile si on peut y introduire des bronzes déjà faits, car le métal plusieurs fois refondu est plus homogène. A ce point de vue, je pense qu'il serait plus avantageux de préparer au four électrique des alliages qu'on doserait et qu'on mélangerait en proportions convenables. Toutefois, il est bon sans doute de terminer toujours par une addition d'aluminium pur qui réduira mieux l'oxyde de cuivre.

Le bronze d'aluminium devient moins résistant quand on le chauffe, mais cette diminution est beaucoup moins rapide que pour les autres alliages du cuivre. On a relevé les nombres suivants, pour un bronze à 10 p. %. Action
de la chaleur.

Charge de rupture à	0°	54 ^k .
—	100	53
—	200	51
—	250	48
—	300	43
—	350	36
—	400	24
—	450	12

Température
de travail.

Ainsi, à 400°, la résistance est encore comparable à celle des bronzes ordinaires à froid. Pour rendre le travail facile, il faudra donc chauffer à forte température. Le bronze à 10 p. % se travaille entre le rouge sombre et le rouge vif, tandis que les bronzes ordinaires s'écraseraient à cette température.

A froid, il serait peu malléable, il faudrait le forger très lentement et le recuire à chaque passe.

La température de travail diminue avec la proportion d'aluminium ; au-dessous de 5 p. %, ces alliages se travaillent à froid, comme les bronzes ordinaires. Le recuit suivi de trempe les adoucit plus que le recuit simple. La trempe se fait dans l'eau acidulée, pour décaper les surfaces.

La présence du silicium rend l'alliage plus difficile à forger, et cassant, surtout à froid. Le fer agit de même, et un bronze contenant 1,5 p. % de fer est déjà très cassant.

Procédés
de coulée.

Le bronze d'aluminium doit être coulé avec des précautions spéciales. Il se solidifie rapidement et prend un retrait considérable. Il est oxydable à chaud. Il faut le fondre dans des creusets de graphite couverts. M. Langhenhove conseille de le faire sous une couche de cryolithe, mais je crains qu'on ne favorise par là l'attaque du creuset et l'incorporation du silicium. On coulera rapidement et bien chaud. Les jets doivent

être larges, les masselottes abondantes pour bien nourrir la pièce. On emploie des moulets en sable bien étuvés, ou des moules en fonte chauffés : un refroidissement trop brusque rendrait le métal cassant et provoquerait la formation de vides. D'autre part, la lenteur du refroidissement favorise les liquations ; on se trouve donc entre deux écueils, et la coulée des grandes pièces doit être fort difficile à réussir. Il est utile, à ce point de vue, que l'alliage ait subi plusieurs fusions.

Les bronzes d'aluminium s'emploient dans la cons- Applications.
truction pour les pièces qui doivent offrir une grande résistance, notamment pour des coussinets de machines, pour des hélices de bateaux ou pour des pompes. Dans ces derniers cas, c'est surtout son inaltérabilité qui le recommande ; mais nous avons vu que pour qu'elle soit réelle il faut le fabriquer avec de l'aluminium pur ; ce sera donc encore un métal assez cher et qui ne pourra être préféré au bronze ordinaire que dans des cas spéciaux.

Le bronze à 10 p. % sera employé pour les pièces qui doivent être résistantes et qui ne sont pas trop exposées au choc. Quand on veut un métal doux, il faudra réduire la teneur à 7 ou 5 p. %. Pour les bronzes d'art, on a employé des alliages à 2 ou 3 p. %, qui sont plus faciles à ciseler. Je ne vois pas, du reste, que ces métaux, difficiles à mouler, soient à recommander pour ce genre d'usage.

Les bronzes peuvent s'employer aussi en fils ; ils sont très résistants, mais ils ne conviendraient pas à la télégraphie, car ils sont mauvais conducteurs. Avec 1 p. % d'aluminium, la conductibilité n'est déjà plus que les $\frac{18}{100}$ de celle du cuivre ; à 5 p. %, $\frac{13}{100}$; à 10 p. %, $\frac{6}{100}$.

Certains auteurs ont exagéré, à ce qu'il semble, les qualités du bronze d'aluminium. On l'a représenté comme destiné à remplacer l'acier ; on a dit qu'il avait une résistance supérieure. On l'a préconisé surtout pour les bouches à feu : j'ai vu affirmer qu'un canon en bronze coûterait bien moins cher qu'un canon en acier de même calibre. Cette assertion me paraît risquée.

La résistance du bronze est, comme nous l'avons vu, très variable, mais elle est loin de surpasser en moyenne celle de l'acier. Si elle atteint 90 à 100 kil., c'est sous forme de fils et à cet état celle de l'acier va à 110 ou 120. En barrettes, le bronze offre des charges de ruptures de 40 à 60 kil. et celles de l'acier sont de 60 à 80. D'autre part, le bronze est plus cassant : sa limite d'élasticité est relativement élevée et son allongement, très irrégulier, est souvent faible. On demande pour les canons un acier qui ait 55 à 70 kil. de résistance, avec une limite d'élasticité égale à la moitié seulement de la charge de rupture, un allongement minimum de 14 p. $\%$. Il est douteux que ces conditions puissent être remplies avec le bronze d'aluminium, et pour s'en rapprocher il faudra une fabrication très soignée, des matières premières très pures.

Dans ces conditions, le prix du bronze brut ne serait sans doute pas inférieur à 3 francs ; or, celui de l'acier à canons est au plus de 2 fr. 50 à 3 francs après le forgeage et le forage, lorsqu'on a enlevé près de 50 p. $\%$ du poids du lingot. Le travail à faire subir au bronze serait sans doute moins considérable ; cependant on ne pourrait songer à obtenir un canon par simple moulage ; pour avoir une résistance suffisante, il faudrait encore forger, forer, et une bonne partie du métal repasserait aux riblons. Je crois qu'il n'est pas téméraire

d'estimer que le prix, après travail, monterait à 4 francs le kil.

On ne pourrait gagner sur le poids, car les deux métaux ont à peu près la même densité, et le bronze, plus cassant, exigerait peut-être de plus grandes épaisseurs. Je crois donc que le prix d'une pièce en bronze serait supérieur à celui d'une pièce en acier : je ne serais pas étonné qu'en pratique il fût presque double. Il faudrait prévoir en effet de nombreux rebuts à cause des liquations et du manque d'homogénéité de la matière.

La sécurité sera toujours moindre, car on n'arrivera pas à avoir un métal aussi doux et aussi régulier.

En revanche, la pièce en bronze aurait deux avantages sérieux : sa résistance à l'oxydation et surtout la valeur intrinsèque de la matière, qui se conserverait lorsqu'elle serait hors d'usage. Les riblons d'acier n'ont qu'une valeur insignifiante, parce que le travail est presque tout dans le prix de revient ; le bronze, au contraire, peut être refondu et perd très peu de sa valeur. A ce point de vue, son adoption pour les bouches à feu peut se discuter, mais elle est loin de s'imposer.

Pour tous les usages courants où la question de prix est prépondérante, le bronze ne saurait d'ici à longtemps remplacer le fer ou l'acier qui, dans les conditions actuelles de l'industrie, seront, à résistance égale, quatre ou cinq fois moins chers.

Le bronze d'aluminium n'est pas, du reste, le premier produit auquel on attribue des propriétés capables d'en faire le rival de l'acier. Si on relit, dans les documents présentés au Congrès de la métallurgie en 1889, les panégyriques du bronze phosphoreux, du bronze manganésé, du delta, on voit que chacun de ces métaux offrirait aussi des charges de rupture de 50 à 60 kil., allant à 100 et au delà pour les fils ; on vante également

leur résistance à l'eau de mer. Cependant, s'ils ont rendu des services sérieux, ils n'ont pas provoqué une véritable révolution industrielle et ne sont pas en voie de détrôner l'acier. On peut admettre que le bronze d'aluminium se montrera supérieur aux autres bronzes spéciaux, sans coûter beaucoup plus cher ; mais ses applications resteront sans doute confinées dans le même cercle.

Laiton
à l'aluminium.

L'introduction de l'aluminium dans le laiton lui donne, comme au bronze, un accroissement de résistance qu'il doit sans doute à l'action affinante et réductrice de ce métal, car on ne l'y ajoute qu'en dose assez faible, parfois moins de 1 p. $\%$. L'alliage devient raide et cassant dès que la proportion est trop forte ; ainsi un laiton à 33 p. $\%$ de zinc et 3 p. $\%$ d'aluminium a une résistance de 50 à 60 kil. au millimètre carré, avec un allongement faible (3 p. $\%$ au plus), parfois presque nul si le métal contient du silicium.

Le laiton à 35 p. $\%$ de zinc et 1 p. $\%$ d'aluminium a 40 à 45 kil. de résistance et est beaucoup plus doux, car son allongement va à 30 et même 40 p. $\%$. En fils, la charge de rupture s'élèverait à 100 kil., mais l'allongement tombe à 2 p. $\%$, par suite de l'écrouissage : le fil recuit aurait sans doute une résistance moindre.

Le prix de ces laitons ne dépasse pas de plus de 0 fr. 20 celui de laitons ordinaires. Ils peuvent donc les remplacer avec avantage dans beaucoup de circonstances. On leur attribue aussi une grande résistance à l'oxydation. J'ai peine à croire qu'elle soit bien réelle.

Ces métaux se forgent à une température d'autant plus élevée qu'ils sont plus riches en aluminium. Ainsi le laiton à 3 p. $\%$ se forgera au rouge vif et serait cassant à froid. Le laiton à 1 p. $\%$ ne doit pas se forger

au-dessus du rouge sombre et peut se travailler à froid.

On a proposé, sous le nom de métal Lechesne, des maillechorts à l'aluminium qui contiendraient seulement deux millièmes de ce métal. Il est évident que dans ce cas il ne peut agir que comme réactif affinant, comme réducteur des oxydes. Cet alliage convient très bien, dit-on, aux travaux d'orfèvrerie.

EMPLOIS DE L'ALUMINIUM COMME RÉACTIF MÉTALLURGIQUE

L'aluminium réduit à chaud la plupart des oxydes métalliques et ceux de beaucoup de métalloïdes. C'est un des corps qui dégage le plus de chaleur par sa combinaison avec l'oxygène. Le tableau suivant donne les chaleurs d'oxydation des principaux corps simples, lorsqu'ils se combinent avec un équivalent d'oxygène (1).

Réduction
des oxydes
métalli-
ques.

	Formule du produit.	Calories dégagées.
Potassium.	Ko H O	70
Sodium	Na O H O	68
Aluminium	$\frac{1}{3}$ [Al ² O ³ (3 H O)]	65
Silicium.	$\frac{1}{2}$ (Si O ²)	54
Manganèse	Mn O (H O)	47
Zinc.	Zn O (H O)	42
Phosphore.	$\frac{1}{5}$ (Ph O ⁵)	35
Hydrogène	H O	34
Etain	$\frac{1}{2}$ [Sn O ² (H O)]	33
Fer	$\frac{1}{3}$ [Fe ² O ³ (3 H O)]	32
Nickel.	Ni O H O	31
Arsenic	$\frac{1}{3}$ As O ³	26

(1) Les calories sont évaluées en kilogramme-degré; elles correspondent à la chaleur dégagée par l'oxydation du poids du corps qui s'unit à 8 grammes d'oxygène.

Carbone.	$\left\{ \begin{array}{l} \text{CO}^2 \\ 1/2 \text{ CO} \end{array} \right.$	$\begin{array}{l} 24 \\ 14 \end{array}$
Cuivre.	$\text{Cu}^2 \text{O}$	21
Soufre.	$1/2 \text{ SO}^2$	18

On voit qu'après les métaux alcalins l'aluminium est l'élément le plus apte à jouer le rôle d'agent de raffinage, c'est-à-dire à réduire les oxydes dissous ou mélangés qui se rencontrent dans la plupart des métaux usuels après fusion.

L'alumine produite par cette réaction est irréductible, plus légère que les oxydes métalliques : elle n'a pas pour ces derniers l'affinité que présentent la silice et l'acide phosphorique ; elle a donc moins de tendance à se scorifier et plus de facilité à se séparer du bain métallique.

Toutes ces circonstances font de l'aluminium un réactif précieux dans la préparation des métaux ou des alliages fondus. On l'utilise, depuis quelque temps, dans la métallurgie du fer, sous forme de ferro-aluminium.

Fabrication
du
ferro-
aluminium.

Cet alliage peut se fabriquer dans le procédé Cowles, en traitant un mélange d'aluminium et de limaille de fer ; dans les procédés Héroult et Minet, en électrolysant la cryolithe en présence d'un bain de fonte qui forme la cathode. On peut aussi le faire de toute pièce en ajoutant l'aluminium à la fonte ou à l'acier.

Il cristallise en aiguilles ; il est relativement peu fusible. On le fabrique à toute teneur ; le plus usité est à 10 p. % d'aluminium.

D'après des essais récents de M. Netto, on pourrait obtenir du ferro-aluminium à 1 p. % en fondant la cryolithe au cubilot avec de la fonte. Il est probable que les alliages alumineux fabriqués par MM. Brin au moyen de la réduction directe sont aussi des alliages très pauvres. Je ne pense pas qu'il puisse y avoir

avantage à les substituer aux ferro-aluminium riches obtenus par l'électricité. Il est probable, en effet, qu'en fabrication courante l'alliage à 10 p. % ne coûtera guère plus de 1 fr. le kil. Or, un alliage à 1 p. %, dix fois moins riche, obtenu directement avec une consommation de charbon sans doute très forte, reviendrait certainement à plus de 0 fr. 10 le kil.

C'est surtout pour la fabrication de l'acier fondu que le ferro-aluminium trouve des applications importantes.

Emploi
du ferro-
aluminium
dans
la fabrication
des aciers.

En ajoutant à l'acier fondu (quel que soit le mode de fabrication) des doses très faibles d'aluminium qui ne dépassent pas $\frac{1}{1.000}$, on obtient un métal sain qui peut se mouler sans soufflures.

On a prétendu que cette addition avait pour effet d'abaisser le point de fusion : le fait paraissait invraisemblable, étant donnée la petitesse de la dose. M. Osmond, étudiant un acier à 5 p. % d'aluminium, a reconnu que le point de fusion n'était inférieur que de 25° environ à celui des aciers ordinaires de même nature. Si 5 p. % d'aluminium ne produisent à ce point de vue qu'un effet si minime, il est évident qu'un millième doit être sans influence.

L'aluminium, en réduisant l'oxyde de fer dissous dans le bain, dégage une certaine quantité de chaleur qui peut élever la température et augmenter la fluidité. D'après les données qu'on possède sur la chaleur de formation de l'alumine, cette élévation de température ne doit pas dépasser une quarantaine de degrés. En effet, la chaleur spécifique du fer à haute température est d'environ 0,16, et la chaleur de combustion de l'aluminium est de 7.000 environ pour un kilogramme (63 calories pour $\frac{1}{3}$ Al² = 9 grammes) : la variation de

température, si on introduit un millième d'aluminium et qu'il s'oxyde entièrement, sera donc :

$$\frac{7.000 \times 0,001}{0,16} = 44.$$

Mais il faudrait tenir compte de la chaleur absorbée par la décomposition de l'oxyde de fer qui, pour une même quantité d'oxygène, est à peu près la moitié de celle de formation de l'alumine (34 au lieu de 65, pour un équivalent d'oxygène). Il est peu probable que cette élévation de température, quoique réelle, ait une influence prépondérante sur le résultat obtenu.

Ce qui paraît bien établi, c'est que l'aluminium agit à peu près comme le silicium en pareille circonstance, mais d'une manière plus énergique et plus satisfaisante que ce corps.

1° Il réduit les oxydes de fer et de manganèse et son affinité à ce point de vue doit être plus vive que celle de la silice, car la chaleur de formation de l'alumine $\left(\frac{\text{Al}^2\text{O}^3}{3}\right)$ est supérieure à celle de la silice $\left(\frac{\text{SiO}^2}{2}\right)$: nous avons vu d'ailleurs que l'aluminium réduit les silicates, son action régénératrice peut donc s'étendre même aux scories emprisonnées dans le métal. D'autre part, l'alumine produite n'a pas, comme la silice, tendance à se combiner à l'oxyde de fer ; elle peut donc, à cause de sa légèreté, se séparer beaucoup mieux du bain. Ainsi l'aluminium sera plus apte que le silicium à donner un métal sain, absolument exempt d'oxydes.

2° L'aluminium augmente la solubilité des gaz dans l'acier ; il les empêche donc de se dégager pendant la coulée ; il calme l'ébullition et prévient ainsi la formation de soufflures.

Comme, pour ce double but, on peut employer des

doses d'aluminium beaucoup plus faibles que celles de silicium qu'on employait jadis, on comprend que l'excès qui subsiste dans l'acier puisse être beaucoup moins nuisible aux qualités du métal. Du reste, d'une manière absolue, l'influence de l'aluminium sur les propriétés mécaniques de l'acier, tout en étant analogue à celle du silicium, paraît être moins nuisible à dose égale.

Pour tous ces motifs, le ferro-aluminium semble appelé à remplacer avec avantage le silico-spiegel et à devenir d'un emploi courant dans la fabrication des aciers moulés ; peut-être même l'utilisera-t-on d'une manière générale pour donner une structure plus compacte à tous les aciers fondus, même destinés à être forgés.

L'addition du ferro-aluminium, à la dose de 1 p. % environ, se fait dans la poche de coulée, ou dans le creuset de fusion : elle peut se combiner avec l'emploi du ferro-manganèse, ou du charbon en poudre comme recarburant.

Le fer Mitis est l'exemple le plus curieux du parti qu'on peut tirer de ce réactif. Il est fabriqué en Suède dans les fonderies de ce nom, sous la direction de M. Ostberg ; l'invention en est due à M. Nordenfelt. D'après les descriptions qui en ont été données, le procédé consiste à fondre des rognures de fer doux, dans des creusets de plumbagine chauffés par un four spécial au pétrole. La masse, amenée à l'état pâteux, devient tout à coup fluide par l'addition d'un peu de ferro-aluminium et peut se mouler comme de la fonte.

Fer Mitis.

Si le fait est réel, je n'en vois qu'une explication plausible : c'est que le fer est en réalité plus fusible qu'on ne le croit ; ce qui empêche de l'obtenir pratiquement à l'état liquide, c'est que l'oxyde en dissolution l'épaissit et le rend pâteux ; la réduction de cet oxyde

suffirait alors à faire apparaître la fluidité, qui était en quelque sorte latente.

Le fer Mitis présente la ductilité du fer : il peut avoir une résistance à la rupture de 40 kil. avec 20 p. % d'allongement. Il se prête à des moulages d'une grande finesse ; il a un grain serré et est plus dur et plus élastique que le fer. Il peut se forger, mais un travail prolongé à chaud le rend fibreux et lui enlève les qualités qu'il devait à sa structure. L'aluminium, s'il en reste, y est en traces tellement faibles qu'on ne peut le reconnaître par l'analyse.

Action
sur la fonte
de
moulage.

Ajouté à la fonte de moulage, l'aluminium agit à peu près comme le silicium, mais avec beaucoup plus d'énergie. Il précipite le graphite et transforme la fonte blanche en fonte grise et lui donne, par suite, toutes les qualités que cette variété possède, c'est-à-dire la fluidité, la structure compacte, un retrait moindre, etc. Il suffirait, pour produire ces effets, d'une dose de $1/4$ p. %.

Si l'expérience confirme ces résultats, on aura un moyen précieux d'utiliser au moulage toute espèce de fonte. Jusqu'à présent, on ne savait pas corriger le défaut d'une fonte trop blanche ; on ne pouvait y remédier que par une nouvelle fusion avec des mélanges convenables (fontes d'Ecosse ou ferro-silicium), pour y incorporer du silicium. Il sera bien plus simple d'ajouter dans la poche de coulée du ferro-aluminium et on pourra mouler directement des fontes de toute nature. Il serait même peut-être plus économique pour certaines fonderies d'opérer ainsi avec la fonte blanche que d'employer de la fonte grise.

La différence entre le prix de revient des deux qualités compenserait souvent et au delà les frais entraînés par l'addition de ferro-aluminium.

Nous retrouvons ici un avantage analogue à celui que j'ai signalé pour l'acier sans soufflures. L'aluminium remplaçant le silicium à dose beaucoup plus faible n'a plus les mêmes inconvénients pour la ténacité du métal. Il faut plus de 1 p. % de silicium pour avoir de bonnes fontes de moulage et un excès rend la fonte beaucoup trop douce, tandis qu'un millième d'aluminium ne peut avoir d'action nuisible. D'après les expériences de M. Keep, il y aurait même une augmentation de ténacité considérable qui, dans certains cas, irait à 20 et même à 40 p. %, par rapport à la résistance de la même fonte moulée sans additions.

Ces résultats semblent si merveilleux qu'on hésite à y croire avant qu'ils ne soient sanctionnés par une longue expérience.

Ajoutons que la présence simultanée du cuivre et de l'aluminium dans l'acier ou dans la fonte les rend cassants. D'après certains auteurs, le phosphore et le silicium, lorsqu'ils coexistent avec l'aluminium, auraient aussi une influence beaucoup plus fâcheuse que lorsqu'ils sont seuls. Il serait important de savoir dans quelles limites cette action devient sensible, car au point de vue de la fonte de moulage, il est impossible de songer à éliminer ces deux corps.

On a essayé encore le ferro-aluminium en addition au commencement du puddlage ; on aurait obtenu, dit-on, des fers plus résistants, à grain plus serré. Ce fait peut tenir à ce que la fonte était rendue plus fluide et par suite on se trouvait dans les conditions d'un puddlage plus chaud.

Je dois dire que, pour ce qui concerne les qualités des métaux obtenus avec l'emploi du ferro-aluminium, bien des nombres donnés dans diverses publications présentent un caractère d'exagération incompréhensible. Ainsi on parle de fontes ayant une résistance à la

rupture de 44 kil., de fer puddlé ayant une résistance de 49 kil. avec un allongement de 22 p. %. Il est tout à fait invraisemblable qu'on obtienne des produits si exceptionnels. Le seul fait qu'on puisse considérer comme établi, c'est que le ferro-aluminium est un réactif commode pour couler les aciers sans soufflures et pour augmenter la fluidité de la fonte de moulage ; il permet d'obtenir, mieux et plus sûrement qu'on ne le faisait jusqu'ici, des produits déjà connus : je ne crois pas, jusqu'à nouvel ordre, qu'il puisse leur communiquer, à l'état de doses infinitésimales, des vertus particulières.

Emploi
dans
la métallurgie
du nickel.

Les propriétés réductrices de l'aluminium trouvent aussi une application importante dans la métallurgie du nickel. Pendant longtemps, l'industrie n'a pu employer ce métal fondu parce qu'il se charge d'oxyde de nickel qui lui ôte toute malléabilité. La réduction par le manganèse, qui seule a permis la fabrication en grand des aciers fondus, ne réussissait pas bien. M. Fleitman a montré qu'on pouvait obtenir de bon nickel fondu en réduisant l'oxyde par une addition de magnésium. On a reconnu que l'aluminium produisait le même effet. Le ferro-aluminium est donc un réactif essentiel pour la fabrication du nickel et du ferro-nickel fondu ; il y joue le même rôle que le ferro-manganèse dans la fabrication de l'acier Bessemer et Martin.

Conclusion.

Lorsque la métallurgie de l'aluminium a été créée, il y a trente-cinq ans, ce nouveau métal a été l'objet d'un engouement contre lequel Sainte-Claire Deville croyait nécessaire de réagir dans ses écrits. Il semblait qu'il dût provoquer une véritable révolution industrielle. L'idée de voir extraire d'une substance vulgaire comme

l'argile un métal doué de propriétés si remarquables était de nature à frapper les esprits.

Il a fallu bien rabattre de ces grandes espérances, la fabrication est restée très coûteuse et l'emploi de l'aluminium s'est borné à quelques fabrications spéciales sans importance.

Quand, à la suite des premiers résultats obtenus en Amérique, on a annoncé que le prix de l'aluminium allait baisser jusqu'à se rapprocher de celui des métaux usuels, on a vu renaître le même enthousiasme irréfléchi : on a appelé l'aluminium le métal de l'avenir, on en parlait comme s'il devait détrôner l'acier.

Aujourd'hui, il semble se produire une réaction exagérée, car les usines actuelles ne fabriquent pas de très grandes quantités d'aluminium et elles ont de la peine à l'écouler.

Il n'est pas douteux que l'aluminium soit appelé à se faire une place plus importante dans l'industrie, mais, dans l'état actuel des choses, il ne peut aspirer à remplacer sérieusement aucun des métaux usuels.

Le problème consistant à l'extraire des argiles communes n'est pas résolu. Il faut opérer sur l'alumine ou sur des sels d'alumine à peu près purs. On ne peut donc employer que des argiles spéciales comme les bauxites, et à condition de leur faire subir une préparation assez coûteuse. Dans ces conditions, le prix de l'aluminium ordinaire restera sans doute notablement supérieur à celui du cuivre, et celui de l'aluminium pur sera encore plus élevé. Il ne peut dès lors servir qu'à des usages spéciaux, qui se développeront peut-être, mais qui demeureront limités.

L'emploi comme réactif dans la métallurgie du fer, du nickel, etc., est fort intéressant, mais ne peut créer un débouché très considérable, à cause de la faiblesse des doses nécessaires.

Les alliages comme le laiton et le bronze sont peut-être appelés à un brillant avenir. Dans le laiton, on n'emploie encore que des doses très faibles, et la question de prix ne saurait être un obstacle à sa diffusion, mais il ne constituera pas non plus un très fort débouché. Le bronze, où la dose d'aluminium va jusqu'à 10 p. %, et qui possède une résistance remarquable, est en somme le seul produit qui justifierait la qualification de métal de l'avenir. Son prix pourra être supérieur de 20 à 30 p. % seulement à celui des bronzes ordinaires : il pourra les remplacer dans les applications où on a besoin d'une grande résistance, il n'y a pas de raison pour qu'il se substitue à eux dans leurs applications ordinaires. Pour détrôner l'acier, il faudrait que son prix diminuât encore de moitié : les avantages qu'il offrirait à prix égal seraient encore problématiques, car sa ténacité, très irrégulière, paraît être en moyenne plutôt inférieure, et il est souvent plus cassant à moins d'être fabriqué avec de l'aluminium pur. La résistance à l'oxydation est la seule supériorité incontestable, et tant qu'il sera plus coûteux, cette raison ne saurait être déterminante que dans certains cas spéciaux. Il est donc probable que le bronze d'aluminium, lui aussi, se fera sa place dans l'industrie, mais sans détrôner aucun des métaux usuels.

NOTE

SUR

LES MACHINES A DISTRIBUTEUR ROTATIF

Construites par MM. V. BIÉTRIX & C^{ie}

Par M. COUFFINHAL, ingénieur en chef des Ateliers de la Chaléassière.

La production économique de la force motrice est plus que jamais à l'ordre du jour.

Pour se tenir à la hauteur des progrès, tous les constructeurs ont dû rechercher des types de moteurs perfectionnés qui puissent s'adapter aux besoins multiples et variés de l'industrie moderne.

Aussi, depuis un certain nombre d'années, la construction des machines à vapeur a acquis un grand développement.

Ce développement est dû non seulement à l'extension normale de toutes les industries, de toutes les branches de l'activité humaine où le moteur à vapeur joue un rôle souvent prépondérant, mais surtout à l'extension d'une industrie à peine naissante : l'éclairage électrique.

Il y a en effet dans les applications d'électricité un avenir nouveau dont nul ne peut prévoir l'importance future, et vers lequel chacun se précipite.

Les progrès accomplis pendant ces derniers temps dans la construction des machines ont été constants et sont considérables.

De ces nécessités nouvelles, sont nés ces systèmes tellement nombreux d'appareils qu'il serait bien long de les énumérer si on voulait tous les citer.

Mais, parmi eux, bien peu ont réussi à se faire une place sérieuse dans les usines ou manufactures diverses.

Seuls, les moteurs à déclie Corliss ou similaires, par leur nouveauté et des avantages réels qu'il est impossible de méconnaître, se sont répandus.

Ils ont été plus ou moins rapidement imités sous un nombre infini de variantes.

Mais les avantages qu'ils donnent ne sont pas obtenus sans des inconvénients nombreux, notamment sans de grandes complications qui demandent une construction fort soignée et qui préludent à un entretien très difficile et très onéreux.

Aussi, les machines à tiroirs ont-elles maintenu, malgré tout, la lutte contre la mode nouvelle. On a perfectionné la construction, créé les machines Compound à expansions successives.

La marine a fait faire un grand pas dans la voie du perfectionnement de ces dernières machines.

On peut dire qu'il paraît impossible aujourd'hui de produire des appareils moteurs à vapeur plus économiques que ceux récemment établis pour la navigation.

Les Ateliers de la Chaléassière n'ont pas voulu suivre la voie ouverte par l'ingénieur américain. Tout en recherchant l'économie de vapeur, ils ont créé un type de distribution qui se recommande par sa grande simplicité et son parfait fonctionnement.

La distribution adoptée par MM. Biérix et C^{ie} est du genre rotatif.

L'idée, en elle-même, n'est pas nouvelle; beaucoup de tentatives ont été faites dans ce sens.

Une quantité de dispositions ont tour à tour apparu et se sont effacées, portant en elles un vice de fonctionnement ou de construction qui n'a pas été sans nuire

un peu au début au dispositif que ces ateliers préconisent.

Cependant, il suffisait de mettre la question au point.

Les Ateliers de la Chaléassière ont réussi au-delà de leurs espérances. Près d'une centaine de machines de leur nouveau système de distribution ont été déjà livrées. Plus de 20 sont en ce moment en fabrication.

La première machine livrée date de 1884. Elle n'a cessé depuis de marcher nuit et jour.

Ces distributeurs semblent, du reste, devoir s'améliorer à l'usage, et, de fait, il en est ainsi.

DESCRIPTION DU DISTRIBUTEUR

Dans toutes ces machines, l'organe de la distribution est unique ; c'est un robinet muni d'ouvertures convenablement disposées (PL. I, FIG. 1 et 2), de telle sorte que si on lui communique un mouvement uniforme de rotation par l'arbre moteur, il produise l'admission et l'échappement de vapeur aux moments voulus de chaque côté du piston.

Ce robinet est légèrement conique afin que l'on puisse le régler et ne lui donner que le jeu nécessaire à son fonctionnement.

Il est, en raison de sa forme même, toujours maintenu par la vapeur contre la butée extérieure à grains multiples dont le réglage se fait facilement.

Cette poussée de la vapeur, agissant au petit bout, tend constamment à décoller le robinet de son boisseau.

C'est pourquoi on n'observe ni grippement ni frottements sensibles. Ceux-ci se réduisent aux petites-résistances passives qu'engendrent la butée et les deux presse-étoupes, traversés par l'arbre central de faible diamètre du robinet.

La butée, formée de graines trempées, a une surface telle que la pression par unité est très faible.

Il n'en résulte pas d'usure appréciable.

Du côté opposé à la butée, l'arbre se prolonge et porte à son extrémité une roue hélicoïde.

Cette roue engrène avec une deuxième de même denture, calée sur l'arbre moteur, au milieu de la portée de l'un des paliers.

Elles sont noyées dans l'huile et contribuent, par la circulation, au graissage du palier.

Les deux roues hélicoïdes ont le même nombre de dents.

Le robinet tourne, par suite, à la même vitesse que l'arbre de couche.

AVANTAGES DU DISTRIBUTEUR ROTATIF

Il est bien reconnu aujourd'hui que les grandes vitesses et les hautes pressions sont essentiellement favorables à l'économie de vapeur.

Les grandes vitesses diminuent, en effet, l'importance des fuites à travers les segments des pistons et des appareils de distribution. Elles atténuent aussi les refroidissements, toutes causes de pertes qui croissent en raison directe de la durée d'un tour de manivelle.

Avec les pressions élevées, le rendement de la vapeur augmente notablement, soit que l'on fonctionne sans condensation, soit que, se servant du condenseur, on emploie des moteurs à plusieurs chutes successives (double ou triple expansion).

Le mouvement de rotation uniforme, toujours dans le même sens, du distributeur rotatif, lui permet de fonctionner aussi bien à allure très rapide qu'à faible vitesse.

Son équilibrage parfait le met également dans les

meilleures conditions pour marcher à de très hautes pressions, et, de fait, les Ateliers de la Chaléassière ont fourni des moteurs qui reçoivent la vapeur à des pressions initiales de 12 kilos, dont les pistons parcourent 3^m,500 par seconde et qui fonctionnent depuis plusieurs années sans avoir donné lieu au moindre ennui, à la plus petite réparation.

Une semblable marche serait inadmissible avec des moteurs à déclie, quel que soit le système.

Ces machines ne s'accommodent pas des grandes allures ni des hautes pressions, et c'est là, certes, un grave inconvénient qu'il semble difficile d'éluder avec des moteurs de ce genre.

On a fait ressortir, en insistant beaucoup sur cet avantage, que les moteurs à déclie permettaient une fermeture très rapide des obturateurs.

C'est une propriété que possède tout particulièrement le distributeur rotatif.

La détente variable s'obtient au moyen d'un boisseau ajusté à frottement doux sur l'extrémité du robinet.

De doubles fenêtres très longues, dont la largeur d'ouverture ne dépasse pas, dans la plupart des machines, 10 à 12° du développement, permettent la libre introduction de la vapeur dans le robinet de distribution. Celui-ci a également ses lumières largement calculées.

La vitesse de vapeur à l'introduction ne dépasse jamais 30^m par seconde au moment le plus actif.

Aussi, les diagrammes, même pour des allures très vives, n'indiquent pas de chute de pression pendant toute la durée de l'introduction, qui peut atteindre, avec ce dispositif, jusqu'à 75 p. % de la course.

Le boisseau de détente porte, comme le robinet de distribution, deux fenêtres, mais plus larges. En variant l'orientation de ce boisseau, on modifie la détente, les

arêtes des ouvertures du robinet et du boisseau se croisant plus ou moins tôt, suivant l'orientation.

J'ai dit que la largeur d'orifice d'admission n'était guère que de 10° ou environ, les machines Biérix tournant presque toutes au-dessus de 120 tours. Il en résulte que, même pour cette vitesse, la fermeture est très rapide.

Il suffit, en effet, de moins d'une tierce, de $1/72^\circ$ de seconde, pour passer de l'ouverture complète de l'orifice à la fermeture absolue.

Beaucoup de machines à distributeur rotatif, tournant plus vite, ont une fermeture plus rapide encore.

Le moteur conduisant l'électricité des Ateliers de la Chaléassière et qui marche à 360 tours, passe de la pleine admission à la fermeture en $1/200^\circ$ de seconde, moins de $1/3$ de tierce !

Aucun genre de machine n'offre cette rapidité de fermeture.

Les machines à déclié ferment moins brusquement, même pour les faibles introductions, pour lesquelles les obturateurs démasquent à peine les orifices.

Quand l'introduction augmente, la rapidité de fermeture se ralentit évidemment, l'angle de mouvement s'agrandissant. Il n'en est pas de même avec le distributeur rotatif ; la fermeture a lieu avec la même rapidité, tant pour les faibles que pour les grandes décentes.

J'ai dit que cette distribution ne s'usait pas. En effet, dès la mise en marche, le distributeur se rode, fait sa place, pour ainsi dire, se polit et devient, au bout de peu de temps, uni et brillant comme une glace.

Il suffit, dès les premiers temps, de le soigner un peu, de le tenir jointif contre son enveloppe en réglant la butée.

Les traits du tour ou du rodage à froid disparaissent

rapidement et dès lors le distributeur peut fournir une très longue carrière sans aucune retouche et sans qu'il soit constaté la moindre usure.

On conçoit très bien d'ailleurs que cet organe ne s'use pas.

La cause de l'usure est toujours le frottement.

Or, le robinet est, comme je l'ai déjà dit, absolument équilibré.

Les surfaces jointives ne supportent aucune pression.

Le principal facteur du frottement n'existant pas, il n'y a théoriquement pas de frottement, donc pas d'usure.

La pratique démontre surabondamment le fait (1).

Toutes les machines livrées ont encore leur premier distributeur ; aucun n'a été remplacé et de longtemps, je pense, ce ne sera nécessaire. Un accident, des corps étrangers entraînés par la vapeur pourraient seuls avaryer le distributeur ; mais ces faits sont rares et ne peuvent entrer en ligne de compte ; ils sont communs, du reste, à toutes les distributions.

Le graissage des cylindres et des organes de la distribution se fait, dans ces machines, au moyen des graisseurs méthodiques, à compte-gouttes, imprégnant la vapeur à son entrée dans la boîte de distribution.

Le lubrifiant, véhiculé par la vapeur, se met en contact avec toute la surface du robinet, qui présente successivement tout son pourtour en face des orifices du cylindre, qui servent en quelque sorte de larges pattes d'araignée.

(1) Il existe aux Ateliers de la Chaleassière une série de distributeurs ayant déjà fourni une carrière de plusieurs années et qui sont en excellent état. Leurs surfaces sont brillantes et polies et n'accusent pas la moindre trace d'usure.

Aussi la lubrification du robinet se fait-elle parfaitement.

Un autre avantage de ce distributeur consiste dans son étanchéité qui, aussi, s'explique d'elle-même.

Si on compare, par exemple, à cette distribution celles à déclics, soit à obturateurs cylindriques, soit à grilles, on voit que, dans ces dernières, les recouvrements de fermeture sont très faibles, quelques millimètres à peine. C'est évidemment une cause de fuites.

L'étanchéité doit être difficile sur des arêtes qui reçoivent tout le frottement de la vapeur et qui s'émoussent, par suite, forcément.

L'inconvénient est plus grand encore avec les fermetures par grilles.

Les arêtes ainsi multipliées semblent provoquer les fuites dans une grande proportion, après un certain temps d'usage.

Tandis qu'il est à remarquer que, dans le distributeur rotatif, les recouvrements sont considérables et comportent toute la bande pleine du pourtour, soit du robinet, soit du boisseau de détente ; l'étanchéité est ainsi parfaitement assurée et ne trouve de comparaison dans aucun autre genre de distribution.

Je dirai enfin, en ce qui concerne le distributeur, qu'il offre la disposition particulière de se prêter, avec la plus extrême simplicité, aux conditions de distribution les plus complexes.

Un seul organe en mouvement suffit à distribuer méthodiquement la vapeur, non seulement dans un cylindre unique, mais encore dans les machines à deux cylindres, soit égaux, soit compound accolés ou en tandem (PL. I, FIG. 3 et 4).

Les ateliers de la Chaléassière font aussi des machines à quatre cylindres, « deux compound en tandem accouplées », pour lesquels un seul distributeur, « un

seul », sert à la distribution rationnelle de la vapeur (PL. I, FIG. 5).

Enfin, ces ateliers ont étudié des machines à triple expansion où un même organe sert toujours à la distribution dans le cylindre de haute pression, dans le cylindre intermédiaire et dans les deux cylindres de grande expansion.

Il y a loin, à mon avis, de certains moteurs en vogue qui comportent, pour la seule distribution à un cylindre, des vingtaines d'organes distincts en mouvement (que faudrait-il compter pour une machine à quatre cylindres de ce genre ?), à la machine Biétrieux qui se contente d'un seul organe rigide en mouvement pour effectuer la distribution dans tous ces cylindres multiples.

Mais, pourrait-on objecter, cette simplicité si grande n'est-elle pas chèrement achetée aux dépens de quelques qualités essentielles ?

Les espaces nuisibles, dans ce moteur, ne sont-ils pas, par exemple, plus importants que dans les machines de tout autre système ?

Je répondrai : il n'en est rien, et au contraire.

Dans les machines à distributeur rotatif, monocylindriques même, les espaces nuisibles ne sont pas plus grands que dans la plupart des moteurs à 4 obturateurs de même diamètre et même course, et, de plus, beaucoup de moteurs à déclat ont des espaces morts supérieurs à ceux des machines Biétrieux à un seul cylindre.

Il en est de même, à plus forte raison, si l'on compare ces dernières machines avec celles à tiroir simple.

Du reste, la question d'espace nuisible n'a pas, à mon avis, toute l'importance que l'on veut bien quelquefois lui donner.

On peut, avec une distribution bien faite, bien réglée, au moyen de la compression obtenue à fond de course,

détruire l'influence de l'espace nuisible en ramenant sensiblement ce volume à la pression initiale.

C'est une légère réduction au point de vue de la puissance possible de la machine, mais cette réduction est largement compensée par un meilleur rendement et une marche plus douce, la compression formant un matelas avant l'arrivée du piston à fond de course.

Donc, dans les machines à échappement libre, on peut toujours, par la compression, atténuer, dans une très grande mesure, l'influence nuisible des espaces morts constitués par les canaux des cylindres.

Si les machines monocylindriques sont à condensation, la question change, la compression ne peut remplir alors le même rôle, puisqu'elle n'aurait à agir que sur le vide ; il importe évidemment, dans ces conditions, que les espaces nuisibles soient réduits au minimum.

Certaines dispositions de machines remplissent les conditions dans la mesure du possible ; mais la plupart, même parmi les machines à dé clic, laissent à désirer sous ce rapport.

A la Chaléassière, lorsqu'il s'agit de machines à condensation, l'on propose toujours de préférence la machine Compound.

On recommande tout spécialement la machine compound en tandem. Sous l'apparence d'une machine à un seul cylindre, cette Compound « préférée » offre, sur la machine à cylindre unique, à condensation, quelques avantages très sérieux.

Les espaces nuisibles perdent, d'abord, une grande partie de leur importance, les canaux du cylindre d'expansion ne recevant que de la vapeur déjà très détendue.

Les orifices du petit cylindre, ainsi que le volume du robinet, ne constituent plus, dans ce cas, une perte appréciable.

L'importance des fuites diminue aussi ; les pertes de vapeur qui peuvent se faire au petit cylindre, sous la pression initiale, se retrouvent dans le cylindre d'expansion, où elles agissent avec moins de chances de fuites que dans une machine à un seul cylindre dans laquelle le piston et les organes de distribution doivent obturer la chute totale entre la pression initiale et la dépression du condenseur.

Dans les machines Compound encore, il y a moins de pertes par les refroidissements ; les enceintes de circulation de vapeur ne supportent pas ici des différences de température aussi considérables que dans les monocylindres.

Enfin, un avantage marqué de la disposition Compound est la diminution très sensible de l'effort initial du piston, effort considérable, agissant à chaque point mort, et que le compoundage permet de réduire de près de moitié en marche normale, et même davantage, à mesure que la force diminue, tandis qu'il reste toujours le même dans les machines à un seul cylindre, quelle que soit la force développée.

Il me reste, à la suite de ces considérations générales, à dire un mot sur les détails de construction des organes constitutifs desdites machines.

Les coussinets des paliers, des bielles, les glisseurs sont largement établis, et, avec un graissage bien approprié et bien fait, ces organes peuvent fournir une longue carrière sans se détériorer et sans nécessiter de rattrapage de jeu.

Tous les organes en mouvement, arbres, bielles, tiges, sont en acier forgé.

L'unique articulation que comportent ces machines « l'attelage de la bielle sur le joug du piston » est cimentée et trempée.

ETUDE SUR LE RÉGULATEUR ACTUEL

RÉGULATEUR. — APPAREIL DE RÉGLAGE AUTOMATIQUE DE LA DÉTENTE

Le régulateur (PL. I, FIG. 6) et l'organe spécial du réglage de la détente offrent des dispositions particulières que je crois devoir faire ressortir.

Le régulateur est à 4 pendules D, D. Ces pendules ont la forme de disques évidés sur les $\frac{2}{3}$ de leur surface; le dernier $\frac{1}{3}$ formant pendule est chargé de plomb pour en augmenter la masse.

Une partie de la circonférence de ces disques-pendules est dentée et engrène avec des crémaillères taillées sur l'arbre creux tournant qui entraîne le régulateur.

En engrenant convenablement ces disques-pendules avec les crémaillères, on donne au régulateur plus ou moins de sensibilité « d'isochronisme » et l'on réduit ainsi au minimum les écarts possibles de vitesse de la machine.

Le corps du régulateur porte et enveloppe les disques-pendules et sert de contrepoids à leur force centrifuge.

Deux plateaux A, A font tourner dans un sens ou dans l'autre le galet garni de cuir B, suivant que le régulateur monte ou descend.

Le mouvement du galet B est transmis, au moyen des engrenages groupés sur le support E, à la vis C qui suit le mouvement du régulateur, ainsi que le support E et le galet B.

La vis, en tournant et par l'intermédiaire du manchon à fourreau L et de la vis sans fin I, change

l'orientation du boisseau de détente H et modifie, par suite, le degré de détente.

Les relations entre les divers organes sont naturellement établies pour que la position haute du régulateur corresponde à l'introduction minima que l'on s'est imposée, la position basse à l'introduction maxima.

Ces régulateurs donnent une marche très régulière et ne permettent qu'un écart de vitesse très restreint, qui suffit dans la plupart des cas.

Mais, s'il s'agit de conserver à la machine une régularité de marche absolue, malgré une variation sensible de puissance, on applique un contre-écrou à volant F qui permet de faire correspondre les divers degrés de détente avec une position quelconque du régulateur.

On donne ainsi à la machine la possibilité de varier sa puissance sans changement de position, et par conséquent de vitesse au régulateur et, par suite, à la machine.

Le travail nécessaire pour produire la variation de la détente est emprunté au mouvement de rotation du régulateur.

En mettant un galet un peu grand, en le faisant tourner vite, il suffit d'un effort vertical très faible au contact pour obtenir le travail nécessaire à la conduite du boisseau.

En somme, le travail nécessaire au réglage de la détente est pris indirectement sur l'arbre moteur lui-même et non au régulateur dont on peut, par suite, augmenter la sensibilité aux dépens de l'énergie devenue inutile.

Dans ces conditions, un régulateur de dimensions réduites peut servir à un gros moteur et il agit sur la détente dès que la plus petite variation se produit dans la vitesse.

Ces qualités spéciales de ce dispositif l'ont fait adapter

à des organes très durs à manœuvrer, particulièrement à des tubes de détente Meyer. Là, comme avec le boisseau du distributeur rotatif, il donne les meilleurs résultats et résout un problème cherché en vain depuis longtemps.

Il s'appliquerait également avec succès au réglage des vannes qui accompagnent les récepteurs hydrauliques.

BATIS DES MACHINES. — GLISSIÈRES

Les ateliers de la Chaléassière ont adopté, pour la plupart de leurs machines horizontales, un modèle de bâti en une seule pièce, d'un profil élégant et robuste en même temps.

Le ou les cylindres sont généralement fixés en porte-à-faux à l'extrémité de ce bâti portant paliers de l'arbre moteur.

Les moteurs verticaux ont un bâti genre balustre avec un épanouissement carré ou rectangulaire au bas, qui donne de la stabilité et facilite le scellement.

Dans tous leurs types, les ateliers Biétrix emploient les glissières circulaires; la surface de frottement est ainsi très étendue. La pression par unité de surface est minime.

L'exécution de ces pièces au tour peut être économiquement obtenue avec une très grande précision. Les arbres moteurs sont coudés et généralement munis d'un volant-poulie en porte-à-faux à chacune de leurs extrémités.

On emploie aussi pour les bâtis des machines de grande puissance, la forme aujourd'hui classique, dite : « bâti-baïonnette ».

Le système de distribution rotative et le dispositif de réglage de la détente ont été appliqués aux divers types de moteurs ci-dessous :

- 1° Moteurs horizontaux à un seul cylindre ;
- 2° Moteurs horizontaux Compound à condensation, avec cylindres placés côte à côte ;
- 3° Moteurs horizontaux Compound en tandem à moyenne ou haute pression, avec ou sans condensation ;
- 4° Moteurs horizontaux Compound en tandem, accouplés 4 cylindres, moyenne ou haute pression, avec ou sans condensation. — Machines à triple expansion ;
- 5° Moteurs verticaux à un seul cylindre ;
- 6° Moteurs verticaux Compound à grande vitesse et haute pression ;
- 7° Moteurs horizontaux, bâtis baïonnette, à cylindres simples ou Compound en tandem, avec ou sans condensation. — Moteurs accouplés.

Chacun de ces types répond à des besoins spéciaux et offre des avantages particuliers que les descriptions suivantes ont pour but de faire ressortir.

En dehors d'eux, on pourrait construire, d'après les nécessités de chaque industrie, des moteurs basés sur les mêmes principes, mais disposés de façons différentes, les robinets se prêtant aux combinaisons les plus variées.

MOTEURS HORIZONTAUX A UN CYLINDRE A DISTRIBUTEUR ROTATIF

Les moteurs à un seul cylindre (PL. II) se recommandent par leur simplicité et leur bon marché.

Leur acquisition s'impose lorsqu'on tient à immobiliser un capital peu élevé.

Ils sont avantageux également lorsqu'on n'attache pas une importance très grande à la consommation de vapeur et, par suite, de combustible.

Nous croyons pouvoir affirmer que ces moteurs consomment moins que les meilleurs moteurs à un seul cylindre sans condensation.

Cet effet utile, supérieur, tient au rendement élevé du mécanisme, rendement qui dépasse 90 p. %, ainsi que le montrent de nombreux diagrammes accompagnés d'essais au frein (Voir notamment PL. VI, FIG. 1 et 2).

Il a été créé une série étendue de ce type de moteurs, depuis 3 jusqu'à 250 chevaux.

MOTEURS HORIZONTAUX COMPOUND A CONDENSATION AVEC CYLINDRES ACCOLÉS

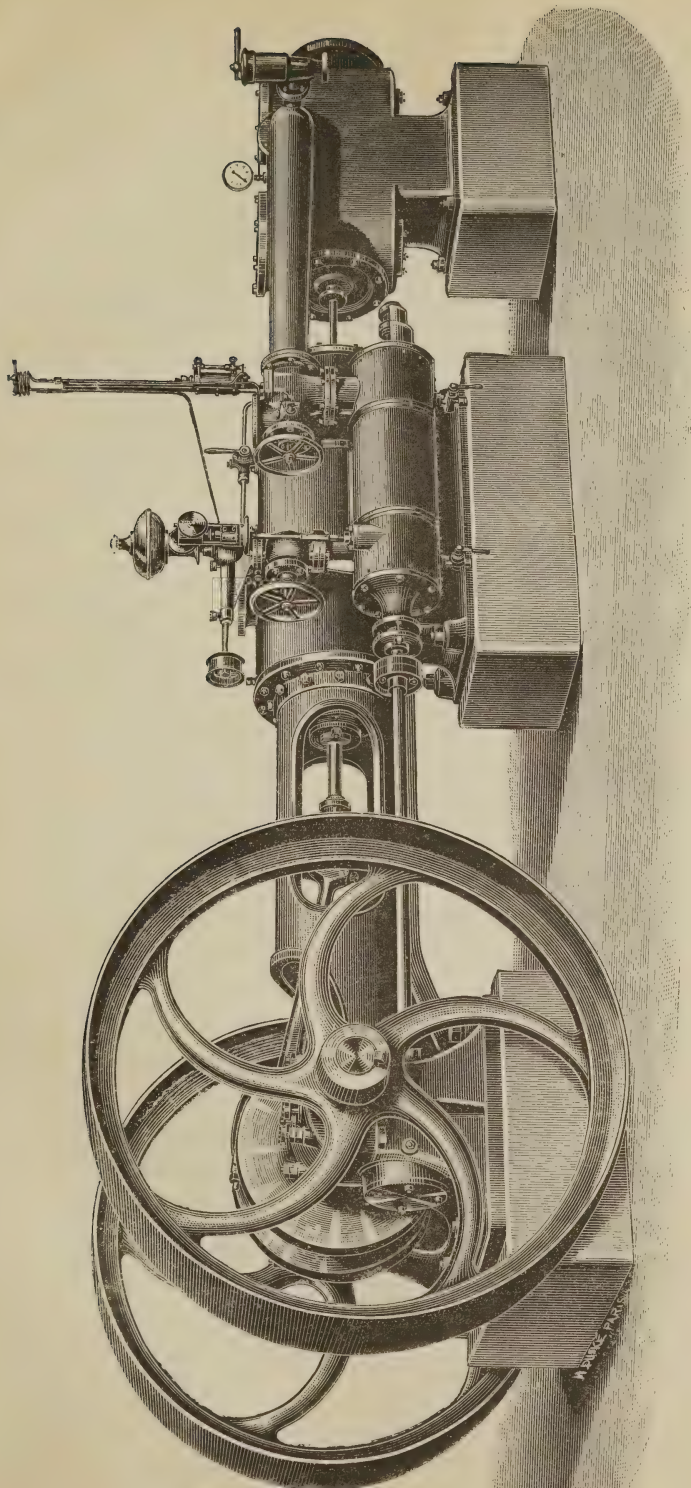
Lorsque l'économie de vapeur prime toute autre considération, il faut s'adresser à des moteurs plus chers et en même temps un peu plus compliqués.

On recommande alors les machines horizontales Compound, à condensation, avec cylindres placés côte à côte et distributeur unique pour les deux cylindres.

Ces machines, infiniment plus simples encore que les appareils Corliss et analogues, sont aussi économiques qu'eux, et lorsqu'il s'agit de forces supérieures à 50 chevaux, on peut garantir des consommations de vapeur inférieures à 8^k,500 par cheval effectif sur l'arbre ou 7^k,500 par cheval indiqué (Voir PL. VI, FIG. 3 une des séries de diagrammes qui ont été obtenues).

Elles présentent, d'ailleurs, tous les avantages bien connus des machines Compound, tels qu'uniformisation des efforts sur l'arbre, diminution des refroidissements, etc.

Ce sont d'excellents appareils, d'un fonctionnement économique et régulier, sans entretien, peut-on dire.



MOTEURS HORIZONTAUX COMPOUND EN TANDEM A MOYENNE
OU HAUTE PRESSION, AVEC OU SANS CONDENSATION

Les moteurs horizontaux Compound en tandem sont ceux que nous recommanderions le plus volontiers (Voir gravure ci-contre).

Sous une forme très simplifiée, ces moteurs offrent tous les avantages des Compound à cylindres accolés.

Si les efforts sont moins bien répartis que dans ces derniers, au point de vue de la régularité de la marche, ils rachètent cette infériorité par un rendement mécanique supérieur.

D'autre part, la simplicité de leur mécanisme les place, comme valeur intrinsèque, entre la machine simple et la machine Compound à cylindres accolés.

Ils offrent donc, comme moteurs à consommation économique, des avantages sérieux, tant comme rendement que comme prix.

Tous les moteurs Compound et ceux en tandem spécialement sont étudiés en vue des hautes pressions et des grandes vitesses.

Leurs divers organes sont établis en conséquence.

Ils se prêtent néanmoins, évidemment, à la marche aux pressions ordinaires.

Comme toutes les machines à fonctionnement économique, ces moteurs comportent la condensation.

Mais, dans certains cas déterminés, l'eau de condensation peut ne pas pouvoir se récupérer ou faire défaut comme quantité; la marche à haute pression et à échappement libre est alors indiquée.

L'on obtient sous cette haute pression, à 12 kilog. par exemple, un fonctionnement très économique, comparable comme consommation à celui des machines à condensation sous pression moyenne.

Des expériences nombreuses ont montré que, dans ces conditions, ces machines ne consomment que 10 kilog. de vapeur par cheval-heure-effectif.

La condensation, jointe à ces hautes pressions, rend ces machines très remarquables et incomparablement supérieures, croyons-nous, à ce que peuvent offrir toutes les machines à déclics les plus perfectionnées, dont le mécanisme ne supporte pas les pressions élevées ni les allures un peu vives (Voir PL. VI, FIG. 4 l'une des séries de diagrammes obtenues).

MACHINES COMPOUND EN TANDEM,
ACCOUPLÉES A QUATRE CYLINDRES A MOYENNE
OU HAUTE PRESSION,
AVEC OU SANS CONDENSATION.
MACHINES A TRIPLE EXPANSION

En vue de grandes puissances à développer et sans arriver à l'emploi de cylindres trop volumineux, les Ateliers Biétrieux ont créé un type de machines à 4 cylindres, composées de 2 machines compound en tandem accouplées (PL. IV).

Sous un faible volume et sous une forme très simplifiée, ce sont des machines très puissantes et présentant tous les avantages économiques des machines précédentes.

Le système de distribution rotative trouve, dans ces machines, une application remarquable.

Un seul organe suffit à la rigueur à la distribution rationnelle de la vapeur dans les 4 cylindres ; c'est d'une simplicité absolue, laquelle s'ajoute aux nombreux avantages des nouveaux moteurs.

Ces machines sont toujours étudiées en vue des hautes pressions et des grandes vitesses.

Elles se construisent pour fonctionner avec ou sans

condensation (Voir PL. VI, FIG. 5 l'une des séries de diagrammes obtenues).

Elles peuvent, évidemment, être employées, suivant les cas, pour des pressions et des allures moyennes.

MACHINES A TRIPLE EXPANSION

Dans le même ordre d'idées, sous la même apparence extérieure, avec la même simplicité, avec un robinet unique pour la distribution, on peut construire des machines à triple expansion (PL. V).

Ces machines sont surtout applicables lorsqu'on dispose de pressions initiales très élevées.

Elles fonctionnent habituellement à condensation ; mais, comme toutes les autres, elles sont disposées pour la marche éventuelle à échappement libre.

Ce genre de machine est exceptionnellement économique et son emploi est tout indiqué quand l'économie de combustible prime toute autre considération.

MOTEURS HORIZONTAUX, BÂTI BAÏONNETTE, A CYLINDRES SIMPLES OU COUPOND EN TANDEM AVEC OU SANS CONDENSATION. MOTEURS ACCOUPlés.

Les Ateliers de la Chaléassière ont créé, pour les moteurs de grande puissance et même pour les moteurs de force moyenne, afin de satisfaire à certaines conditions spéciales, la série de machines avec le dispositif de bâti, aujourd'hui très répandu, dit : bâti à baïonnette.

Ces ateliers appliquent particulièrement cette forme de bâti quand il s'agit de machines d'une certaine ampleur de course, ou lorsque, suivant les préférences ou les dispositions locales, l'arbre de couche doit être jeté sur un côté et porté par un palier auxiliaire.

La série des machines à bâti baïonnette comporte : les machines à cylindre simple sans condensation ; les machines à cylindre simple avec enveloppe de vapeur et à condensation ;

Les machines à cylindres compound en tandem avec ou sans condensation.

Enfin, chacun des genres ci-dessus se fait en machines accouplées.

La détente variable s'actionne, soit à la main, soit automatiquement, au moyen du régulateur.

Tous ces modèles de machines sont largement établis en vue de satisfaire, au besoin, aux grandes allures de vitesse et aux pressions initiales élevées.

MOTEURS VERTICAUX A UN CYLINDRE A DISTRIBUTEUR ROTATIF

Dans nombre d'usines et d'ateliers, la place a besoin d'être ménagée et les appareils sont d'autant plus précieux qu'ils sont moins encombrants.

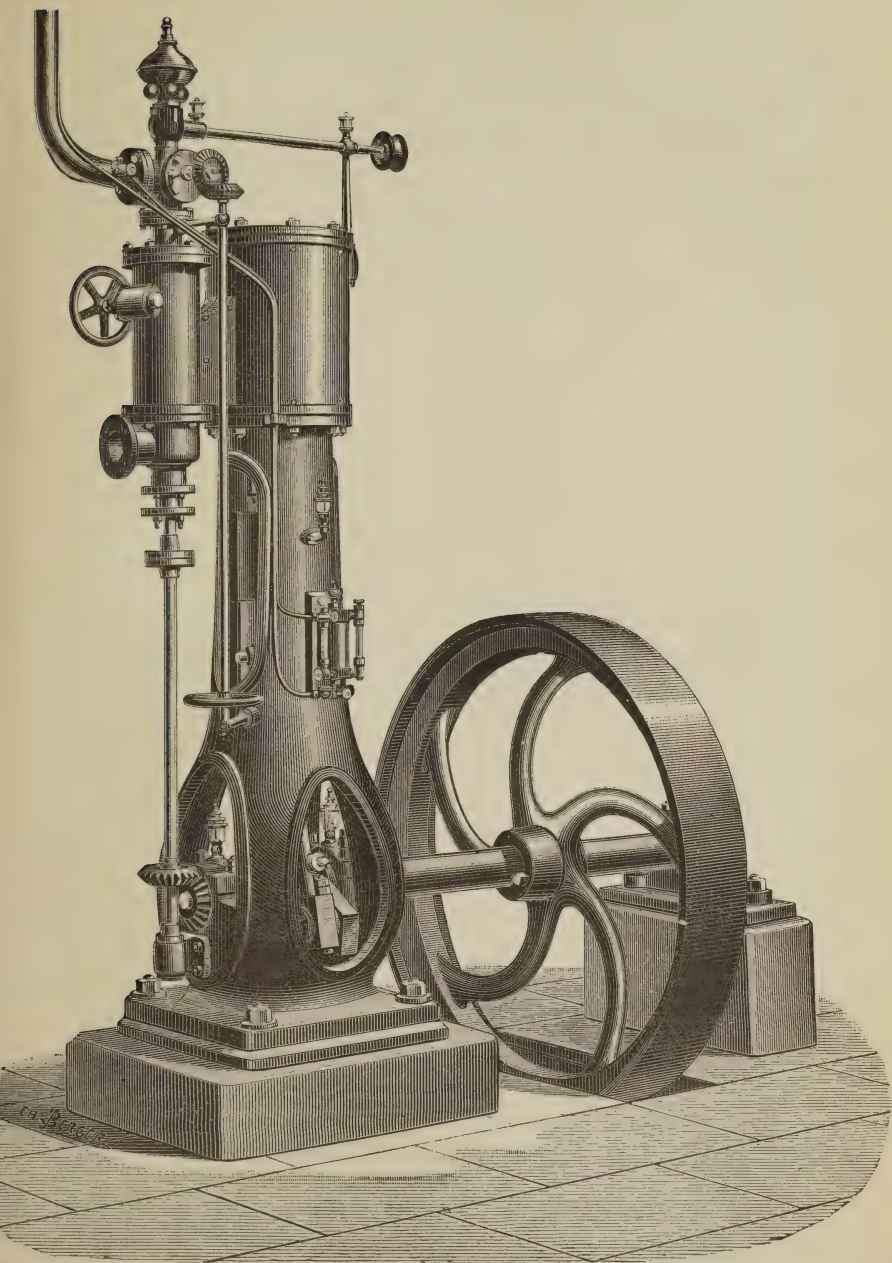
Les moteurs verticaux peuvent, alors, rendre de réels services, et c'est dans ce but, surtout, qu'ils ont été étudiés.

Ces moteurs, à un seul cylindre et sans condensation, sont, relativement à la consommation de vapeur, à la simplicité du mécanisme et à l'effet utile, dans les mêmes conditions que ceux du type horizontal décrit en premier lieu.

Ils fonctionnent sans choc et ont une stabilité complète.

Comme dans les machines horizontales, les organes de ces moteurs verticaux sont calculés pour satisfaire à des pressions dépassant notablement le timbre moyen.

Les mêmes bâtis peuvent recevoir des cylindres compound en tandem (Voir gravure ci-contre).



L'apparence de la machine reste la même, le cylindre seul a une forme plus allongée.

Ces machines se font aussi avec condensation.

La pompe à air repose sur le même socle que la machine elle-même et est actionnée par une contre-bielle horizontale attelée sur la bielle motrice.

MOTEURS VERTICAUX COMPOUND

A GRANDE VITESSE ET A HAUTE PRESSION

Ce type de moteurs a été étudié spécialement en vue de la commande des machines dynamo-électriques, soit directement, soit par l'intermédiaire de courroies.

Il est, en effet, commode pour cette application, à cause de sa vitesse accélérée d'abord, puis parce qu'il fonctionne sans condensation, comme le type horizontal en tandem, et ne consomme pas davantage.

Le robinet est unique, et toutes les pièces mobiles, quoique présentant de larges surfaces de frottement, sont faites très légères, afin de diminuer, autant que possible, les masses en mouvement.

L'arbre coudé à disques manivelles est complètement en acier.

Il va sans dire que ce modèle n'est pas destiné uniquement à l'éclairage électrique ; il peut trouver son application dans bien d'autres cas et marcher à une allure moins rapide.

Remarques. — Ce genre de machines, marchant à une allure réduite, peut comporter un condenseur qui se place alors latéralement à la machine et repose sur le même socle que le bâti principal.

La pompe à air est actionnée par une bielle horizontale attelée sur l'une des bielles motrices.

Ces moteurs compound se font, aussi, avec bâtis à coquille ou montés sur colonnes en acier tournées et

polies, et s'appliquent aux ensembles électrogènes dont la marine, entre autres, fait une application très étendue.

RÉSUMÉ

Les machines à distributeur rotatif se caractérisent par leurs formes robustes et nouvelles, la simplicité de leurs organes, leurs larges surfaces de frottement, leur allure rapide et absolument silencieuse, leur marche à haute pression.

Elles sont très économiques de consommation et d'un excellent rendement, grâce à la simplicité du mécanisme.

La distribution rotative se réduit à un seul organe, à mouvement continu ; d'où pas de choc ni de bruit.

Le distributeur est absolument équilibré ; par suite, pas de pression sur les surfaces glissantes et jointives et, par conséquent, pas de frottement ni d'usure.

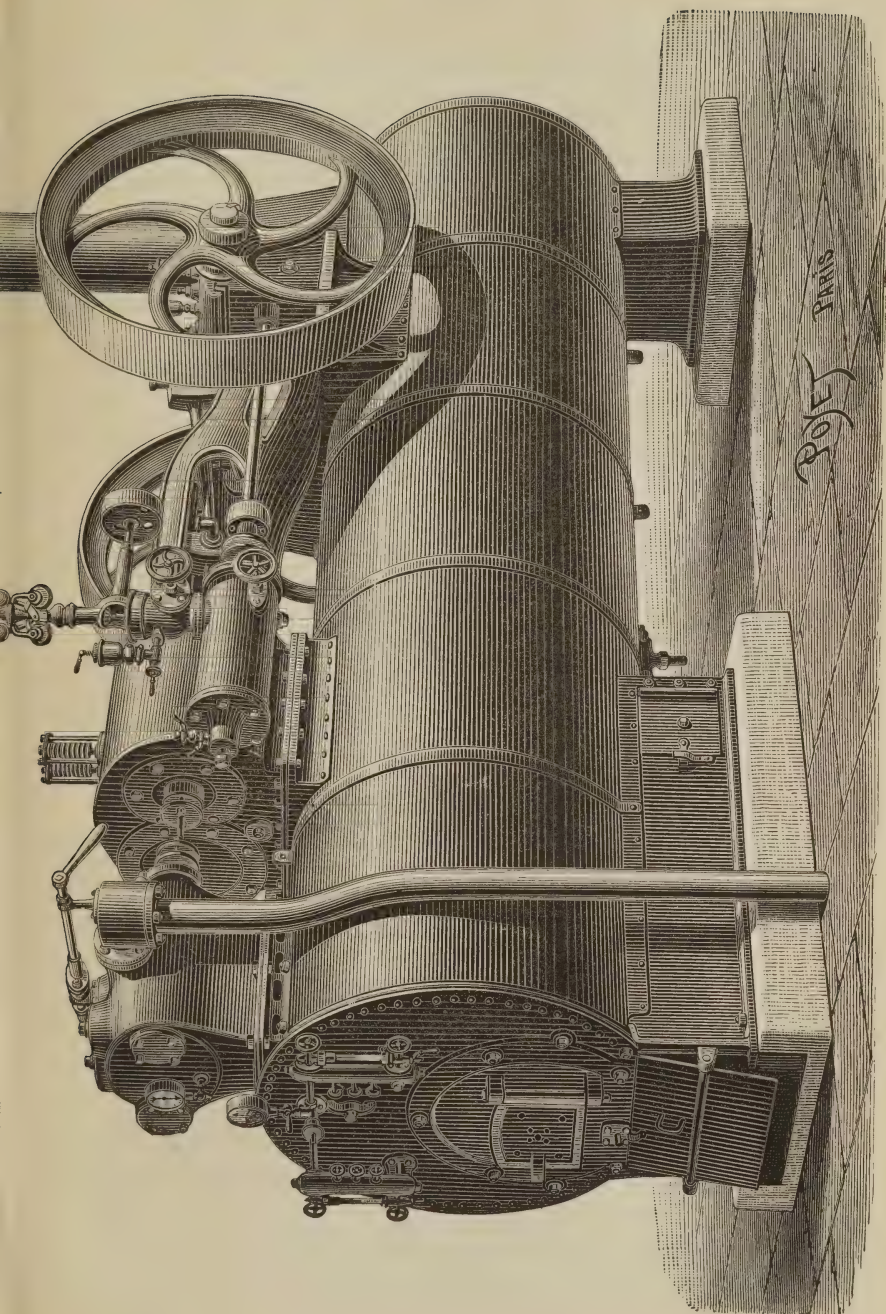
L'organe unique de distribution peut desservir plusieurs cylindres accouplés.

Les machines compounds, à cylindres accolés ou en tandem, n'ont qu'un seul distributeur.

Un seul distributeur suffit, également, pour les machines à triple expansion ou machines compounds accouplées à 4 cylindres, etc.

Ce genre de distribution se prête particulièrement aux machines à grande vitesse et à haute pression, condition très avantageuse que ne peuvent utiliser les machines à déclics ou à soupapes, et que les machines à tiroirs admettent difficilement.

Le régulateur agit sur la détente au moyen d'un dispositif spécial qui assure la régularité parfaite du mouvement.



MACHINES MI-FIXES ET LOCOMOBILES

Indépendamment des machines fixes dont il vient d'être question et dont il existe une quarantaine de modèles différents, les Ateliers de la Chaléassière ont établi plusieurs séries de machines mi-fixes montées sur chaudières, jusqu'aux forces maxima de 150 chevaux (Voir gravure ci-contre).

Ces mi-fixes se font avec machines simples ou compound, avec ou sans condensation.

On emprunte les mécanismes aux modèles de machines fixes.

Les chaudières, d'un type particulier, sont semi-tubulaires, avec un foyer ouvert à sa partie inférieure, qui a permis d'abaisser la grille dans une certaine mesure.

De là résulte une chambre de chauffe spacieuse, où le brassage des gaz et la combustion s'opèrent très convenablement et dans laquelle l'air arrive très régulièrement, grâce à une large liberté d'accès sous la grille.

Un chauffeur, non prévenu, reconnaît de suite combien cette disposition simplifie la conduite du feu, surtout lorsqu'il s'agit de petites chaudières.

Il a été créé une vingtaine de modèles de machines mi-fixes de 6 à 150 chevaux, répondant aussi à la généralité des besoins industriels.

Le modèle demi-fixe compound en tandem à haute pression nous paraît tout spécialement recommandable (PL. III).

Quatre de ces machines de la force de 80 à 100 chevaux ont été livrées à la Manufacture d'armes de Saint-Etienne.

Des essais ont été officiellement faits sur ces machines et ont donné des résultats qu'on nous permettra

de qualifier de remarquables et dont je retiendrai seulement ici les quelques chiffres suivants :

Pression : 12 kilog. ;

Eau ou vapeur consommée par cheval-heure-effectif : 9,93 à 10 kilog. ;

Eau vaporisée par la chaudière par kilog. de charbon, déduction faite des cendres : 9 kilog., à quelques grammes près ;

Charbon consommé par cheval-heure-effectif : 1^k,100 à 1^k,110.

La teneur en cendres du charbon était de 5 à 6 p. %.

Il est à bien noter qu'il s'agit de machines sans condensation ;

Que les consommations indiquées se rapportent à des chevaux effectifs mesurés sur l'arbre et non à des chevaux indiqués ;

Qu'enfin il n'est tenu aucun compte des pertes pouvant provenir des fuites ou de l'eau entraînée.

Ces résultats laissent loin derrière eux tout ce qui avait été fait de mieux jusqu'à présent pour les machines sans condensation.

Ils tiennent évidemment à l'emploi de la haute pression et, aussi, au rendement mécanique élevé de ces machines.

Ce rendement n'est pas inférieur à 90 p. %, même pour de faibles forces (Voir aussi les diagrammes de la PL. VI, FIG. 6 et 7).

Des essais faits sur une demi-fixe compound à cylindres accolés et à condensation de la force de 40 chevaux ont donné les résultats suivants :

Pression : 7 kilog. ;

Consommation de vapeur par cheval-heure-effectif, sans aucune déduction pour fuites ou eau entraînée : 8^k,600.

La vaporisation de la chaudière a été de 8^k,600, également par kilog. de charbon.

La consommation de combustible a donc été exactement de 1 kilog. par cheval-heure-effectif.

Ces résultats pratiques sont comparables à ceux que donnent les meilleures machines à condensation qui, en marche normale, se tiennent plutôt au-dessus de ces chiffres.

En comparant les deux exemples que je viens de citer, l'on voit que la machine sans condensation à 12 kilog. ne consomme que 10 p. % de plus que les meilleures machines à condensation fonctionnant sous la pression initiale de 7 kilog.

Des expériences faites dans l'un des plus importants ateliers de construction, sur une machine Corliss d'une force normale de 150 chevaux environ, ont montré que cette machine, évidemment construite avec les plus grands soins, comme tout ce que font ces usines, du reste, consommait par heure, dans les conditions les plus favorables, 7^k,750 de vapeur par cheval indiqué et 9^k,500 par cheval effectif.

Le rendement mécanique serait donc pour cette machine 82 p. % (1).

Par les consommations réduites, par le rendement mécanique plus élevé et qui tient aux allures vives, à l'effort presque nul absorbé par la distribution, les Ateliers de la Chaléassière sont en progrès et ouvrent, il me semble, en avant, une voie nouvelle dans la construction des moteurs à vapeur.

Enfin ces Ateliers viennent de faire une application spéciale de leur distributeur aux compresseurs à air.

(1) Ces résultats ont été publiés par M. Delafond, ingénieur en chef des mines, dans les *Annales des Mines*, septembre-octobre 1884.

On peut voir, dans lesdits Ateliers, un spécimen, pour lequel on a employé une machine ordinaire, et on peut remarquer combien va devenir simple la construction des compresseurs :

Plus de soupapes, avec leurs battements, les étranglements qu'elles produisent et les résistances qu'elles opposent au passage du fluide ;

Plus de tiroirs à clapets, comme dans d'autres systèmes, tiroirs si difficiles à maintenir et à lubrifier ; un robinet, réduit à sa plus simple expression, suffit, en offrant toutes les garanties de durée et de bon fonctionnement qu'il donne dans les machines à vapeur.

La maison Biétreix construit en ce moment un compresseur complet, avec son moteur à vapeur.

Il sera fait, sur cet appareil, des expériences de rendement.

Nous en ferons ensuite l'objet d'une communication spéciale à l'Industrie minérale.

Terminons enfin en signalant un petit moteur compound à air comprimé conduisant un ventilateur Rateau. Quelques mots au sujet de ce moteur seront ajoutés à la communication que nous nous proposons de faire au sujet du compresseur.

NOTE

SUR

L'EXPOSITION DE MM. DEFLASSIEUX FRÈRES
DE RIVE-DE-GIER

MM. Deflassieux frères exposaient des roues en fer forgé et des essieux montés pour locomotives, tenders, wagons et wagonnets ; des roues mixtes pour tombeaux, omnibus, camions, etc... ; des roues en fer forgé et des roues mixtes pour l'artillerie.

Leurs ateliers ont été créés en 1848 par eux-mêmes et M. Peillon. Depuis le 26 juin 1854, date du brevet Deflassieux frères et Peillon, relatif à la fabrication des roues en fer forgé, toutes autres spécialités ont été promptement abandonnées pour faire place exclusivement à l'exploitation des procédés du brevet.

Le système Deflassieux frères et Peillon présente, en effet, une telle supériorité sur les procédés anciens, que toutes les Compagnies de chemins de fer en France et la plupart des Compagnies étrangères l'ont exclusivement adopté. Aussi n'est-il pas étonnant que, depuis la chute du brevet de 1854 dans le domaine public, plusieurs usines se soient élevées en France et à l'étranger pour la fabrication des roues d'après ce système, preuve certaine du mérite de l'invention de MM. Deflassieux frères et Peillon.

Le procédé de fabrication comprend trois séries d'opérations :

- 1° La préparation à froid ;
- 2° Le forgeage en matrices.
- 3° Le finissage.

I. — La *jante*, en fer laminé de forme spéciale, est *cintrée* à froid, *soudée* grossièrement, puis *cannelée* vis-à-vis de l'extrémité de chaque rayon.

Le *moyeu* résulte d'une barre de fer brut, *enroulée* en anneau, puis *cannelée* dans une matrice spéciale pour préparer le logement des rayons.

Les *rayons*, en fer laminé de forme elliptique ou rectangulaire, sont *refoulés* par bout, de manière à présenter un tenon du côté de la jante et une sorte de coin du côté du moyeu.

Le *montage* de la roue consiste à assembler les éléments ainsi préparés et à disposer les masses de métal destinées à former les manivelles et les contrepoids.

II. — La roue est alors portée au four, chauffée au blanc soudant, puis placée entre deux matrices, dont l'inférieure sert de tas au marteau-pilon qui porte la supérieure.

Le forgeage complet est exécuté d'ordinaire en deux ou trois chaudes, suivant le diamètre de la roue et l'importance des masses des moyeu, manivelle et contrepoids.

III. — La roue, brute de forge, portant nécessairement des *bavures* ou *toiles*, qui se produisent à la jonction des matrices, doit être livrée à des machines-outils spéciales qui *mortaisent les congés*, *parent la jante* et *rabotent les rayons*. La jante, le moyeu, les manivelles et contrepoids sont *tournés* aux dimensions voulues, le moyeu *alésé*.

Enfin une dernière opération, dite *burinage*, donne aux parties non tournées le fini et le poli nécessaires. Cette opération s'effectue à main d'homme, à l'aide du burin, de la lime et du marteau.

MM. Deflassieux fabriquent tous les types de roues, depuis la roue de mine ou de tricycle pesant 6 à 8

kilos, jusqu'à la roue de locomotive du plus grand diamètre en usage : roues de wagonnets, de tramways, de wagons, roues pleines ou à rayons, quelles que soient leurs formes ou leurs dimensions.

Leur *roue mixte* se compose d'un centre ou étoile en fer forgé, relié aux segments d'une jante en bois. Celle-ci porte un cercle de roulement en fer, comme une roue ordinaire de voiture.

Les ateliers Deflassieux frères occupent, en marche normale, 400 ouvriers. Ils produisent journellement 25.000 kilos de roues en fer forgé et peuvent produire, en outre, annuellement, 20.000 roues mixtes de tous diamètres.

La vapeur est fournie par 13 chaudières d'une surface totale de chauffe de 510 mètres carrés ; elle est utilisée par 3 machines produisant ensemble 200 chevaux et par 8 marteaux-pilons, dont l'un de 40 tonnes, un autre de 30, et deux de 20 et 15 tonnes.

L'outillage comprend, en outre, des machines à cintrer, à canneler, à mortaiser, à raboter, etc..., une série de machines à percer, fraiser, etc... pour la préparation et l'entretien des matrices, et une batterie de 36 tours dont 3 tours parallèles. Une bonne partie de ces tours est outillée pour l'usinage des obus de rupture en acier chromé, et des frettes de canon de gros calibre. MM. Deflassieux ont pu ainsi livrer, finies de tour, jusqu'à 30 frettes pour canon de 24 par semaine, ou

9 obus de 42 c. par semaine.			
12	—	37 c.	—
15	—	32 c.	—

Ils fabriquent aussi un grand nombre de pièces de forge, telles que : essieux de locomotives, de wagons et wagonnets, arbres droits ou coudés, tiges de marteau-pilon, etc...

Une presse hydraulique permet de caler les roues sur leurs essieux : l'essieu monté est ensuite envoyé sur un tour double *ad hoc*.

Les ateliers Deflassieux ont été, croyons-nous, les premiers de la région à adopter l'éclairage électrique, au mois de novembre 1881.

JURISPRUDENCE

(EXTRAITS)

Cour de Cassation. — 25 février 1890.

Dommages à la surface. — Travaux antérieurs à la concession.

Mines de Beaubrun c. Picq.

Une Compagnie concessionnaire de mines qui, mise aux lieu et place des anciens exploitants, a contracté comme eux l'obligation de soutenir le toit des galeries et de consolider le sol, et ne l'a point fait ou l'a fait d'une manière insuffisante, est tenue de réparer le dommage causé au propriétaire de la surface, alors même que ce dommage devrait être attribué aux travaux de l'exploitation licite et régulière, antérieurs à la concession.

Le sieur Picq, propriétaire à Saint-Etienne d'une maison où se sont produites des fissures et lézardes qui la rendaient inhabitable, a poursuivi en réparation du préjudice ainsi causé la Compagnie des mines de Beaubrun, aux travaux souterrains de laquelle il imputait les dommages éprouvés par son immeuble. Le Tribunal, saisi par le sieur Picq d'une demande en 10.000 francs de dommages-intérêts, a rendu, le 27 mai 1877, un jugement condamnant la Compagnie des mines de Beaubrun à indemniser le demandeur jusqu'à concurrence du tiers des dommages constatés, dont il la déclarait responsable.

Sur l'appel interjeté par le sieur Picq, la Cour de Lyon a rendu, le 8 février 1888, l'arrêt suivant :

Considérant que par son assignation du 18 novembre 1876, Picq demandait à la Compagnie de Beaubrun la réparation du préjudice causé à une maison qu'il possède à Saint-Etienne, impasse Marthourey, par les travaux d'exploitation opérés par ladite Compagnie sous sa propriété ou à une distance peu

lointaine de celle-ci ; que, par un rapport déposé le 15 octobre 1877, les experts nommés à l'effet de rechercher sur qui pouvait retomber la responsabilité de ces dommages ont émis l'avis que la Compagnie avait certainement, par ses propres travaux, contribué pour un tiers aux dommages ; que les deux autres tiers provenaient de travaux exécutés dans la deuxième couche et qui leur paraissaient remonter à une époque antérieure à la concession de la Compagnie de Beaubrun, mais sans pouvoir l'affirmer positivement ; que ladite exploitation devait avoir eu une origine clandestine et provenir probablement des propriétaires ou locataires successifs des maisons de ce quartier, laissant au Tribunal le soin de prononcer sur qui devait en retomber la responsabilité ; — Considérant que, par son jugement du 27 mai 1878, le Tribunal acceptant comme une certitude l'opinion très réservée des experts, dépassant même leurs conclusions, déclare que l'exploitation clandestine est le fait de Picq ou de ses auteurs, et que, dans ces conditions, aucune responsabilité ne saurait incomber à la Compagnie, relativement aux conséquences de ces travaux, ne retenant à sa charge que celle provenant directement de son exploitation ;

Considérant qu'il résulte, au contraire, des documents produits à la Cour : 1^o que les travaux effectués dans la deuxième couche à une époque antérieure à l'acte de concession actuelle ne sauraient être qualifiés de travaux clandestins à raison de leur importance, de l'ensemble avec lequel ils étaient conduits, et que tout démontre qu'ils l'ont été ouvertement et régulièrement ; 2^o que les autres travaux clandestins opérés dans la deuxième couche étaient de minime importance, et que notamment l'enlèvement de charbon dans la cave du sieur Picq remontait à une date fort ancienne et devait être la conséquence de fouilles faites pour asseoir les fondations de la maison ; 3^o qu'aux travaux de l'exploitation licite et régulière de la deuxième couche, antérieurs à la concession, devait être attribué, pour les deux tiers, le dommage causé à la maison Picq ; 4^o que les travaux clandestins antérieurs ou postérieurs à l'acte de concession n'avaient eu sur les dégradations qu'elle avait subies aucune influence ou tout au moins qu'une influence insignifiante ; — Considérant que de ces constatations de fait, il ressort que la Compagnie de Beaubrun, déjà responsable de ces dégradations pour un tiers, à raison des travaux directement exécutés par elle dans les couches inférieures, doit être également tenue des deux autres tiers de ces dégradations occasionnés par les travaux pratiqués dans la deuxième couche ; qu'il est, en effet, certain que la Compagnie concessionnaire a été mise aux lieu et place des anciens exploitants et que, si elle a succédé à leur droit d'extraire la houille, elle a aussi contracté comme eux l'obligation de soutenir le toit des gale-

ries et de consolider le sol ; qu'elle ne l'a point fait ou l'a fait d'une manière insuffisante, et qu'elle essaierait vainement d'abriter sa responsabilité derrière l'allégation de prétendus travaux clandestins qui, s'ils ont existé, n'ont pu être une cause sensible de dommages ;

Par ces motifs et ceux des premiers juges en ce qu'ils n'ont de contraire ; — Confirme le jugement en ce qu'il a fixé la valeur du dommage causé à la maison de Picq à la somme de 405 francs et condamné la Compagnie de Beaubrun à lui payer le tiers de cette somme, soit 135 francs, à titre d'indemnité ; — Emendant pour le surplus ; — Dit qu'aucune responsabilité ne peut peser sur Picq ou sur ses auteurs, à raison de travaux clandestins ; — Déclare, au contraire, la Compagnie de Beaubrun responsable aussi pour les deux autres tiers, comme des exploitants auxquels elle a succédé.

Pourvoi en cassation par la Compagnie des mines de Beaubrun pour violation des articles 17, 43 et suivants de la loi du 21 avril 1810 sur les mines, 1119, 1165, 1382 Code civil et 7 de la loi du 20 avril 1810 sur l'organisation judiciaire, en ce que l'arrêt attaqué a rendu la demanderesse responsable des travaux dommageables exécutés avant sa propre concession par un ancien concessionnaire.

ARRÊT

La Cour, statuant sur le moyen unique du pourvoi, attendu que l'arrêt attaqué constate qu'il est certain que si la Compagnie de Beaubrun a succédé au droit d'extraire la houille, elle a aussi contracté, comme les anciens concessionnaires, l'obligation de soutenir le toit des galeries et de consolider le sol ; qu'elle ne l'a point fait ou l'a fait d'une manière insuffisante ; attendu que les motifs qui précèdent justifient suffisamment l'arrêt attaqué qui a condamné la Compagnie à la totalité des dommages. Par ces motifs, rejette.

(Dalloz, année 1890, I, 473).

Cour d'appel de Lyon. — 27 décembre 1888.

Domage causé à une mine par l'invasion des eaux d'une mine voisine.

**Compagnie des Houillères de Montieux c. Société
des Houillères de Saint-Etienne et Compagnie des Forges
et Aciéries de Terrenoire.**

L'arrêt qui déclare deux Compagnies houillères tenues in solidum de réparer jusqu'à concurrence des trois quarts le domage causé à une autre Compagnie par les eaux provenant d'une mine exploitée par les deux premières Compagnies, et qui nomme des experts pour fixer l'indemnité due, ne met pas obstacle à ce que les Compagnies condamnées optent pour l'épuisement des eaux, ainsi qu'elles s'en étaient d'ailleurs formellement réservé la faculté.

L'arrêt qui nomme des experts pour fixer l'indemnité due n'est qu'une décision interlocutoire pour laquelle la Cour qui a rendu cet arrêt ne saurait être liée, et ne règle définitivement aucune des solutions relatives aux moyens de faire cesser le domage.

On ne peut contester à l'exploitant d'une mine qui cause un domage à une mine voisine par l'invasion des eaux, le droit de prévenir ce domage au moyen de l'épuisement des eaux ; si, aux termes de l'article 45 de la loi du 21 avril 1810, il ne peut y être contraint d'une manière absolue et indéfinie, il ne saurait être privé de la faculté qui lui appartient comme un attribut essentiel du droit de propriété, d'employer tous les moyens nécessaires pour prévenir et faire cesser le domage.

(Voir le texte de l'arrêt dans Dalloz, année 1890, II, 103.)

Tribunal civil de Saint-Etienne. — 28 novembre 1889.

Domage causé par les travaux de mine à une voie ferrée sur route.

Compagnie des Tramways

c. Société des Houillères de la Petite-Ricamarie.

Tout exploitant de mine a le devoir de soutenir son toit et d'empêcher les affaissements, ou sinon de réparer le dommage causé au maître de la surface.

Mais cette réparation n'est pas due aux concessionnaires de chemins de fer soumis au cahier des charges de 1853, vis-à-vis desquels, en vertu d'une clause expresse dudit cahier, l'exploitant n'est pas responsable des affaissements qui peuvent se produire sous la voie ferrée, à moins qu'il n'y ait faute prouvée de la part de cet exploitant.

Il en est de même à l'égard de la Société anonyme des chemins de fer à voie étroite de Saint-Etienne, Firminy, Rive-de-Gier et extensions, à cause de la clause de son cahier des charges par laquelle elle a renoncé à toute indemnité pour trouble et interruption de service pouvant résulter de travaux exécutés sur ou sous la voie publique sur laquelle sont posés les rails, tant par l'Administration que par les Compagnies ou les particuliers dûment autorisés.

Attendu que la Société anonyme des chemins de fer à voie étroite de Saint-Etienne, Firminy, Rive-de-Gier et extensions a, par exploit du 13 juillet 1885, assigné la Société des Houillères de la Petite-Ricamarie en remboursement de 992 fr. 15, montant des frais de réfection de sa voie ferrée, réfection rendue nécessaire par un affaissement du sol qui s'est produit au lieu dit Delainaud, et qui a été occasionné par les travaux souterrains de la Société défenderesse ;

Attendu qu'il n'est plus contesté en doctrine et en jurisprudence que le premier devoir du concessionnaire de mines est de soutenir son toit et d'empêcher les affaissements du sol ;

Mais attendu que la Société défenderesse, tout en reconnaissant que tel est le droit commun entre concessionnaires de mines et propriétaires de la surface, soutient que la Société demanderesse se trouve dans une situation spéciale telle que le droit commun ne lui est pas applicable ;

Attendu qu'il est constant que le cahier des charges de 1853 sur les voies ferrées a, dans son article 24, établi une dérogation expresse au droit commun en ce qui concerne les chemins

de fer à construire à partir du 1^{er} janvier 1856, de telle sorte qu'à leur rencontre l'exploitant n'est pas responsable des affaires qui peuvent se produire sous la voie ferrée, à moins qu'il n'y ait faute de leur part ;

Attendu que la Société anonyme des chemins de fer à voie étroite de Saint-Etienne à Firminy, Rive-de-Gier et extensions, est une véritable Compagnie de chemins de fer ; que, comme les Compagnies de chemins de fer, elle existe en vertu d'une concession, et qu'un cahier des charges détermine ses droits et obligations, tant vis-à-vis de l'Etat qu'au regard des tiers ; — qu'il s'en suit que le même principe devait lui être appliqué ;

Attendu que c'est ce qui a été fait par le décret du 4 septembre 1879 qui porte déclaration d'utilité publique, et par le cahier des charges annexé ;

Qu'en effet l'article 2 du décret dit : « Il sera pourvu à l'établissement et à l'exploitation desdites voies ferrées par les sieurs Mundel et C^{ie}, à leurs risques et périls, et conformément aux clauses et conditions de la convention et du cahier des charges ci-dessus visés qui resteront aussi annexés au présent décret. »

Et l'article 29 du cahier des charges dispose : « Qu'aucune indemnité ne pourra être réclamée par la Compagnie concessionnaire pour... trouble et interruption du service qui pourraient résulter soit de mesures d'ordre et de police, soit de travaux exécutés sur ou sous la voie publique, tant par l'Administration que par les Compagnies ou les particuliers dûment autorisés ; »

Attendu qu'il est manifeste que cet article 29 contient implicitement le même principe que l'article 24 du cahier des charges de 1853 ;

Attendu que les travaux souterrains exécutés par la Compagnie de la Petite-Ricamarie, au lieu de Delainaud, rentrent évidemment dans la catégorie des travaux prévus par l'article 29 ;

Qu'il en résulte que la Société anonyme des chemins de fer à voie étroite n'est pas en droit de réclamer à la Société des Houillères de la Petite-Ricamarie le prix des travaux de réfection de sa voie ferrée ;

Que c'est à tort que la Société demanderesse a fait procéder à une expertise pour fixer le *quantum* de l'indemnité avant de faire trancher la question de principe ;

Attendu que les dépens sont à la charge de la partie qui succombe ;

Par ces motifs,

Déclare la Société anonyme des chemins de fer à voie étroite irrecevable et mal fondée dans sa demande, l'en déboute et la condamne en tous les dépens.

(Revue de législation des mines, Delecroix, 1890, p. 163.)

Tribunal civil de Saint-Etienne. — 23 juillet 1889.

Mines. — Dommages à la surface. — Acte d'offre.

Neyron c. Houillères de Saint-Etienne et Schneider et C^{ie}.

Attendu que Louis Neyron, propriétaire au lieu de la Chaléassière, à Saint-Etienne, d'un domicile comprenant une usine et diverses constructions louées à un sieur Allier et situé dans le périmètre des concessions exploitées soit par la Compagnie des Houillères de Saint-Etienne, soit par la Compagnie de Montaud, aujourd'hui Schneider et C^{ie}; qu'en 1883 deux de ces constructions ayant été endommagées par les mouvements du sol, une constatation des dommages causés eut lieu contradictoirement entre ce propriétaire et les Compagnies exploitantes aux dates des 14 et 21 décembre 1883 et 17 janvier 1884; qu'à cette époque le locataire principal déclara qu'il attendrait volontiers que les dégradations se fussent accentuées pour demander les réparations nécessaires et les indemnités qui lui seraient personnellement dues et que les choses restèrent en l'état jusqu'au 20 mai 1887; qu'alors Louis Neyron manifesta le désir de terminer l'affaire; qu'une nouvelle description des lieux fut dressée les 24 juin et 26 juillet suivant, mais que les Compagnies ne purent s'entendre avec M. Sagnol, ingénieur, sur les indemnités dues à son mandant; qu'une assignation fut donnée devant le juge des référés et que trois experts furent nommés. Attendu que ces experts ont déposé leur rapport le 27 septembre 1888; qu'ils allouent au demandeur pour réparation la somme de 310 fr. 90, pour dépréciation, celle de 1.110 francs, soit en totalité 1.420 fr. 90; que celui-ci, par un exploit du 15 mars 1889, a conclu à ce que les Compagnies défenderesses fussent en outre condamnées à lui payer : 1^o les intérêts de cette somme non pas du jour de la demande, mais depuis 1884; 2^o une indemnité de 250 francs par an pour la privation personnelle de jouissance de son immeuble, soit 1.110 francs; 3^o les intérêts de droit de 1.420 francs; qu'il réclame enfin leur condamnation à tous les dépens parce que les offres qui lui ont été faites sont insuffisantes et non libératoires. *En ce qui concerne les évaluations du rapport*, attendu, quant à l'indemnité pour non-jouissance personnelle, que Louis Neyron n'habite pas son immeuble et que depuis plus de vingt années il l'a loué au sieur Allier; que dès l'origine de la constatation il a toujours expliqué, et qu'il l'a répété dans divers actes de la procédure, que l'indemnité pour trouble apporté à la jouissance du locataire principal et des sous-locataires leur serait payée directement par les Compagnies défenderesses; que celles-ci se sont même engagées à garantir le propriétaire contre le recours des preneurs au sujet des dommages causés par l'exploitation souterraine; qu'ainsi

il est constant que le demandeur qui a cédé à prix d'argent son droit à la jouissance de son immeuble n'a pas pu être privé de ce droit par suite du fait des Compagnies défenderesses ; qu'il n'a donc à cet égard aucune action contre elles ; qu'en outre et s'il entend par « privation de jouissance » la diminution du prix du bail, il est établi par le rapport que cette diminution provient de causes absolument étrangères aux exploitations de la houille ; qu'elle remonte à 1881 avant que les dégâts se soient produits et qu'elle tient à ce que la force motrice promise par le bailleur n'a pas été par lui fournie. Attendu, quant aux intérêts, qu'il n'y a pas à s'occuper de ceux d'une somme qui n'est pas due et que ceux des indemnités allouées ne doivent courir, puisqu'il s'agit de réparations en partie seulement exécutées et de dépréciations, que du jour de la demande en justice ; qu'on pourrait même aller plus loin pour les premières et dire qu'ils ne courent que du jour où en réalité les sommes indiquées ont été dépensées en ce qui concerne les dépens. Attendu que le chiffre de l'indemnité étant fixé à la somme de 1.420 fr. 90, il devient nécessaire pour trancher la dernière question soumise au Tribunal de rappeler les faits de la cause ; attendu qu'après les constatations de 1883, 1884, renouvelées les 24 juin et 26 juillet 1887, la Compagnie des Houillères et celle de Montaud ont, comme elles l'avaient fait dès l'origine, reconnu qu'elles étaient solidairement responsables du préjudice causé ; qu'elles ont en outre à diverses reprises, et notamment le 21 septembre de la même année, proposé de faire estimer ce préjudice par un expert amiablement désigné ou nommé par le Président du Tribunal en laissant toute latitude au sieur Louis Neyron d'accepter ou de contester les conclusions de son rapport ; que lors de l'assignation en référé les Compagnies défenderesses renouvelèrent cette proposition, qui fut encore repoussée par ces motifs qu'un seul expert pourrait se trouver gêné pour exprimer son avis et que les vérifications devaient être faites à la fois et par des ingénieurs et par des architectes ; qu'alors, pour éviter une expertise coûteuse, lesdites Compagnies firent offrir réellement à leur adversaire une somme de 1.500 francs pour la valeur du dommage et celle de 12 francs pour les frais de référé, sauf à parfaire après taxe ; attendu qu'il faut donc reconnaître que non seulement les Houillères de Saint-Etienne et les exploitants de la concession de Montaud ne discutaient pas et n'ont jamais discuté la responsabilité qui leur incombait, mais encore qu'elles ont fait tout ce qui leur était possible de faire pour éclairer celui qui avait souffert du dommage sur la quotité du préjudice causé sur son étendue, sur ces conséquences, sur la somme à laquelle il devait être estimé ; qu'elles ont dressé sur les lieux même la description des dégradations survenues et qu'elles ont ensuite offert réellement et avant l'expertise plus qu'elles ne devaient en réalité. Attendu que le propriétaire de la surface

ne saurait réclamer aux exploitants autre chose que la constatation du préjudice causé et la réparation pécuniaire du dommage occasionné ; que s'il n'accepte pas de laisser procéder à une expertise sous prétexte qu'un seul expert serait gêné pour donner son avis, et s'il refuse l'autre parce qu'il l'a considérée comme insuffisante, il le fait à ses périls et risques ; que, dans l'espèce, sa faute est évidente, sa résistance a été injuste et il doit en supporter les conséquences, qui consistent à payer les dépens que son refus persistant a seul rendu nécessaires. Attendu que Louis Neyron, propriétaire, il est vrai qu'il n'avait pas à tenir compte des offres qui lui étaient faites parce qu'elles n'ont pas été suivies de la consignation ; mais attendu que la consignation n'est exigée que pour faire obtenir au débiteur sa libération définitive ; que les Compagnies n'ont jamais prétendu être libérées et qu'il importe donc peu de savoir si elles ont ou non consigné. Par ces motifs, le Tribunal, statuant en matière ordinaire et premier ressort, homologue purement et simplement le rapport d'expertise ; donne acte au demandeur de ce que les deux Compagnies défenderesses déclarent être prêtes à lui payer conjointement et solidairement la somme de 1.420 fr. 90 avec les intérêts de la date de l'assignation introductive d'instance et au besoin les y condamne ; rejette toutes autres ou plus amples demandes des parties en cause ; dit que c'est à tort qu'avant le procès Louis Neyron a refusé l'offre qui lui était faite : 1^o de faire constater aux frais des Compagnies les dommages qui lui étaient causés et de les faire évaluer par un expert sous réserves de ses droits ; 2^o de lui payer une somme reconnue supérieure à celle qui lui était réellement due, et le condamne en tous les dépens exposés depuis les offres, ceux antérieurs restant à la charge des Compagnies défenderesses.

Ce jugement a été confirmé par l'arrêt de la Cour de Lyon du 14 février 1891 que nous transcrivons ci-après :

Attendu que l'indemnité pour trouble de jouissance devant être réglée directement entre les Compagnies et Allier, seul locataire des immeubles de Neyron, ce dernier n'a subi aucune privation ou perte de jouissance personnelle qui ne soit comprise dans la somme allouée par les experts ;

Attendu que si Neyron a cru devoir payer 150 francs à un mandataire chargé par lui de dresser des états de lieu, rien ne l'autorise à répéter cette somme contre les Compagnies ;

Attendu que les intérêts de la somme allouée à Neyron comme indemnité pour réparation ou pour dépréciation ne sont dus que du jour de la demande, sinon il y aurait double emploi ;

Attendu que Neyron ayant refusé l'offre de 1.500 francs

faite par les Compagnies devant le juge des référés dès le début du procès, et succombant dans ses prétentions, a été à bon droit, par application de l'art. 130 du code de procédure civile, condamné à tous les dépens faits depuis les offres ;

Adoptant au surplus les motifs des premiers juges ;

Par ces motifs,

La Cour confirme purement et simplement le jugement rendu par le Tribunal civil de Saint-Etienne, le 23 juillet 1889 ;

Condamne Neyron à l'amende et aux dépens.

Tribunal civil de Saint-Etienne. — 29 novembre 1888.

Mines. — Expropriation, indemnité.

Houillères de Saint-Etienne c. l'Etat français.

Oùï en ses conclusions M. Houssard, substitut du Procureur de la République ;

Attendu qu'en 1886 et 1887, l'Etat français, ayant décidé qu'il y avait lieu de procéder à l'agrandissement de la Manufacture d'armes, acheta les terrains nécessaires à cet agrandissement et notamment la parcelle n° 195 du plan cadastral appartenant au sieur Dyèvre ;

Que dans la promesse de vente du 4 janvier 1887, celui-ci imposa à l'acquéreur l'obligation de s'entendre avec les locataires des parcelles cédées et notamment avec la Compagnie des Houillères de Saint-Etienne qui y avait établi un de ses puits, le puits du Petit-Treuil ;

Que le 29 juillet suivant, cette Compagnie fut sommée de déguerpir, purement et simplement, des lieux par elle occupés, et que sur son refus elle fut assignée le 9 août en référé pour y être contrainte dans les 24 heures de l'ordonnance à intervenir, mais qu'il fut verbalement convenu que la question de dommages serait soumise au jury, en vertu d'un jugement du 2 juillet 1887, qui avait prononcé l'expropriation pour cause d'utilité publique, et la question de droit à l'indemnité allouée réservée aux tribunaux civils ;

Qu'en conséquence le jury fut convoqué et qu'il fixa, le 18 octobre 1887, l'indemnité due éventuellement à la somme de 53.854 fr. 15 c. pour tous dommages ;

Que la Compagnie des Houillères de Saint-Etienne réclame l'attribution de cette somme ;

Que l'Etat français conteste la lui devoir et, par ses conclusions reconventionnelles, demande la condamnation de ladite Compagnie à des dommages-intérêts à fixer sur rapport d'experts, à

raison de sa résistance, du retard qu'elle a occasionné dans l'exécution des travaux de la Manufacture et de perte d'intérêts sur la somme consignée à la Caisse des dépôts et consignations.

En ce qui concerne l'instance principale :

Attendu que par un traité en date du 7 juillet 1821, enregistré, le sieur Chol (auteur de Dyèvre) abandonnait la houille existant dans ses propriétés aux sieurs Jovin (auteurs de la Compagnie des Houillères de Saint-Etienne) et leur céda, pour toute la durée de leur exploitation dans ses propriétés, autant de terrain à la surface qu'ils pourraient en avoir besoin, soit pour le creusement de puits, constructions de bâtiments, chemins, conduits d'eau ou pour tous autres emplacements et usages relatifs à l'exploitation ;

Que c'est en vertu de cet acte que l'occupation a eu lieu, que des travaux ont été effectués à la surface et qu'un puits destiné à l'extraction de la septième couche a été creusé d'une profondeur de 75 mètres ;

Attendu que l'Etat contestait à l'origine cette convention, au point de vue de sa sincérité, de son applicabilité et de sa validité ;

Qu'à l'audience il prétend seulement qu'elle est radicalement nulle, parce que ses clauses sont contraires aux prescriptions de la loi de 1810 qui défend la vente par les propriétaires de la houille qui se trouve sous le terrain qui leur appartient ;

Mais attendu que la loi de 1810 ne contient pas de défense de ce genre, mais qu'elle proscriit seulement toute convention de nature à empêcher la libre et complète exploitation des richesses minières régulièrement concédées ;

Qu'au surplus l'ordonnance de concession de 1824 ratifie formellement les traités analogues à celui de 1821 ;

Que Chol en avait même demandé la nullité, mais qu'il a été débouté de ses prétentions le 31 août 1825 ;

Que cet acte a reçu, d'ailleurs, son entière et complète exécution et qu'on ne s'explique pas comment, après avoir profité des avantages qu'il assurait, les successeurs de Chol pourraient revenir sur le passé et sur les faits accomplis de leur consentement et à maintes reprises ratifiés par eux.

Attendu que ce n'est pas seulement en exécution de ce traité que les auteurs de la Compagnie demanderesse se sont maintenus en possession du puits du Petit-Treuil et de ses dépendances, mais ensuite d'un contrat à la date du 20 juin 1837, également enregistré, par lequel MM. Jovin (alors exploitant) sont autorisés à disposer « au jour dans lesdites propriétés (de la dame Chol) « des terrains qui leur sont nécessaires pour l'emplacement de « leurs puits, machines, plâtres, chemins de fer », sauf à payer annuellement le loyer à M^{me} veuve Chol au double de la valeur, etc., etc.....

Qu'au moyen de cette convention, ils ont toujours joui à titre de

locataires de ces terrains, parmi lesquels se trouve aujourd'hui celui exproprié ;

Qu'ils ont payé le prix de cette location ainsi qu'il a été convenu ;

Que leur dernière quittance est du 26 janvier 1887 ;

Qu'ils étaient donc en possession depuis un très long temps au titre qui vient d'être indiqué que la parcelle n° 195 du plan cadastral vendue par Dyèvre à l'Etat français ;

Que le vendeur ne le contestait pas d'ailleurs ;

Qu'il le signalait à l'acheteur dans la promesse de vente intervenue devant M^e Grubis ;

Qu'il le faisait insérer dans le jugement d'expropriation ;

Qu'il prenait, en un mot, toutes les mesures nécessaires pour se mettre à l'abri d'un recours qu'il considérait comme inévitable, si des difficultés se produisaient ;

Attendu que l'Etat persiste néanmoins et soutient qu'il n'a pas à se préoccuper de cette situation, soit qu'elle ait été créée par des traités, soit qu'elle résulte du consentement réciproque du concessionnaire de la mine et du propriétaire de la surface ;

Que l'occupation ne pouvait être que temporaire ;

Qu'elle devait cesser avec l'exploitation ; que l'exploitation de la septième couche, par le puits du Petit-Treuil, a pris fin depuis 1874 ;

Que, devenu propriétaire, il pouvait donc reprendre les terrains loués à la Compagnie sans lui payer aucune indemnité ; qu'il agissait dans des conditions analogues à celles du Préfet qui peut retirer l'autorisation donnée par lui d'occuper certains terrains, en vertu de la loi de 1880.

Mais attendu que nulle part, dans les traités intervenus, il n'est stipulé que le propriétaire pourra reprendre son terrain dès que l'exploitation par un des puits aura été suspendue, et que cela était si peu dans l'intention des parties que le contrat de 1821 contient cette clause :

« Les sieurs Jovin..... feront..... remettre le terrain en état de culture, *sauf les puits* qui auraient été creusés *qui resteront à la disposition de MM. Jovin, pour s'en servir en cas de besoin*, lesquels seraient fermés provisoirement, de manière à ce qu'il n'arrive aucun accident » ;

Qu'ainsi les contractants prévoyaient précisément la suspension momentanée de l'extraction et maintenaient quand même les puits aux exploitants, pour s'en servir ultérieurement ;

Qu'il est dans la nature des choses de conserver un travail aussi considérable qu'un puits d'extraction, tant qu'il n'est pas détérioré et que la couche qu'il atteint n'a pas été complètement épuisée ;

Que le propriétaire du sol qui veut reprendre un terrain qu'il a laissé occuper temporairement en vertu de conventions soit

verbales, soit écrites, n'a pas le droit d'agir comme le Préfet qui, représentant l'intérêt général, apprécie en sa qualité de magistrat administratif s'il y a lieu d'occuper ou de cesser l'occupation ;

Qu'il peut seulement et qu'il doit s'adresser aux tribunaux civils pour se faire rendre justice et faire constater si, en réalité, la location consentie est devenue inutile ;

Attendu enfin que cette utilité de l'occupation ne résulte pas seulement des documents produits par la Compagnie, mais qu'elle est constatée souverainement par une décision judiciaire, celle du jury d'expropriation, qui a décidé que la valeur dont était dépossédée la Compagnie des Houillères, si elle avait un droit comme locataire, était de cinquante mille huit cent cinquante-quatre francs quinze centimes ;

Que le préjudice a été évalué ; que l'indemnité doit donc être payée ;

Sur l'instance reconventionnelle :

Attendu que les considérations qui précèdent établissent qu'elle n'est pas fondée et que la résistance de la Compagnie des Houillères à se laisser déposséder sans une juste et préalable indemnité était parfaitement légitime ; qu'en outre, elle n'était pas tenue de remettre le terrain occupé par le puits du Petit-Treuil en état de culture, mais seulement de boucher l'orifice de ce puits.

Sur les dépens :

Attendu qu'ils sont à la charge de la partie qui succombe ;

Par ces motifs, le Tribunal, jugeant en matière ordinaire et en premier ressort, dit et prononce que la Société des Houillères a droit à l'indemnité qui a été fixée éventuellement par le jury d'expropriation dans sa décision du 18 octobre 1887 ;

Ordonne en conséquence que, sur le vu du présent jugement, la Caisse des dépôts et consignations sera tenue de lui remettre la somme de cinquante-trois mille huit cent cinquante-quatre francs quinze centimes consignée par l'Etat avec tous intérêts courus depuis la date de la consignation ;

Rejette toutes les demandes, conclusions et exceptions de l'Etat français et le condamne aux dépens de la présente instance.

Ainsi fait et prononcé par MM. Duplessis, président ; T.-E. Favart, juge, et P. Fayard, juge suppléant, en présence de M. Houssard, substitut du Procureur de la République.

.....

Ce jugement a été confirmé par l'arrêt de la Cour de Lyon du 5 février 1891, que nous transcrivons ci-après :

Considérant que pour établir son droit à l'indemnité éventuellement fixée par le jury d'expropriation, la Société des Houillères de Saint-Etienne se fonde sur les traités passés les 7 juillet

1821 et 20 juin 1837, entre les sieurs Jovin, son auteur, et les propriétaires antérieurs de la parcelle expropriée et sur l'occupation constante et régulière de cette parcelle, jusqu'au jugement d'expropriation ;

Qu'il y a lieu d'examiner ses divers moyens :

Sur l'acte du 7 juillet 1821 :

Considérant que par l'article 1^{er} le sieur Chol « cède et abandonne au sieur Jovin, pour être extraite par iceux, toute la houille... existant dans leur propriété, jusqu'à la profondeur de cinquante-un mètres environ » ;

Que par l'article 2, il « leur cède également, moyennant une indemnité annuelle et pour toute la durée de leur exploitation, autant de terrain à la surface qu'ils en pourraient avoir besoin, soit pour creusement de puits, construction de bâtiments..... ou pour tous autres emplacements et usages relatifs à l'exploitation » ;

Qu'il est dit encore à la fin du même article 2 « que, lors de la cessation des travaux dans les fonds du sieur Chol, les sieurs Jovin feront à leurs frais démolir les constructions qu'ils auraient fait exécuter à la surface..... sauf les puits qui auraient été creusés, lesquels resteront à la disposition de MM. Jovin pour s'en servir en cas de besoin et qui seront seulement fermés provisoirement, de manière à ce qu'il n'arrive aucun accident » ;

Considérant que la Société des Houillères, tout en contestant que l'exploitation prévue par cet acte soit absolument achevée, se fonde surtout sur la clause finale de l'article 2 pour soutenir que le puits du Treuil ayant été construit sous l'empire des conventions du 7 juillet 1821, elle avait le droit de le conserver, même après l'exploitation prévue, pour l'employer à tous les usages auxquels il pourrait encore servir ;

Considérant que telle est bien, en effet, l'interprétation à donner à la clause finale de l'article 2, mais que cette clause ne peut être invoquée qu'autant que l'acte du 7 juillet 1821 n'aurait pas été vicié dès l'origine par une nullité radicale et absolue, ainsi que l'Etat le soutient dans ses conclusions ;

Considérant que l'article 1^{er} de cet acte constitue de la part de Chol une véritable aliénation des charbons existant dans sa propriété, avec obligation de les exploiter ;

Que cette aliénation par le propriétaire de la surface est certainement contraire à la loi du 21 avril 1810, qui a consacré le principe de la propriété incommutable des mines dans les mains des cessionnaires ;

Qu'elle est donc nulle et que cette nullité entraîne nécessairement avec elle la nullité de toutes les dispositions qui, dans l'acte du 7 juillet 1821, ont été la suite et la conséquence de l'aliénation consentie par l'article 1^{er} ;

Que la Société des Houillères de Saint-Etienne ne saurait dès lors s'appuyer sur les stipulations de l'article 2 qu'autant qu'elle pourrait se prévaloir d'une situation exceptionnelle qui la ferait échapper, ainsi qu'elle l'a soutenu, aux nullités résultant de l'application de la loi du 21 avril 1810 ;

Considérant que s'il est vrai que les consorts Jovin avaient été autorisés à exploiter la mine au Treuil, en vertu d'une autorisation régulière du 27 juillet 1734, et qu'ils ont été ensuite portés sur le tableau des permissionnaires autorisés par le décret du 6 mai 1811, il n'en résulte pas qu'ils pouvaient, en 1821, se soustraire à l'application des principes posés par la loi du 21 avril 1810 et, contrairement à ces principes, traiter avec les propriétaires de la surface, en dehors de toute concession, de l'aliénation et de l'exploitation du charbon existant sous le sol de leur propriété ;

Que cette exception n'est écrite ni dans la loi de 1810 ni dans le décret de 1811 ;

Que les droits appartenant aux sieurs Jovin, qui n'avaient pas exécuté les prescriptions de la loi du 28 juillet 1791 et qui étaient en 1810 des exploitants irréguliers, sont nettement réglés par les articles 55 et suivants de la loi du 21 avril 1810 et par le décret du 6 mai 1811 ; qu'ils pouvaient seulement demander une concession et, avant de l'avoir obtenue, continuer leur exploitation en payant les redevances dues à l'Etat et en exécutant les conventions passées avec les propriétaires de la surface, antérieurement à la loi de 1810 ;

Considérant que le traité du 7 juillet 1821 étant postérieur à cette loi et contraire aux principes qu'elle a posés, la Société des Houillères ne peut l'invoquer comme constituant, en ce qui concerne le puits du Petit-Treuil, un droit en sa faveur ;

Considérant qu'il a d'ailleurs été soutenu à tort par la Société des Houillères que la validité et l'efficacité des conventions du 7 juillet 1821 ont été souverainement jugées entre les sieurs Jovin et les consorts Chol par un jugement du Tribunal de Saint-Etienne du 31 août 1825 et un arrêt du Conseil d'Etat du 31 mars 1826 ;

Que la validité de l'acte de 1821 n'a été contestée ni devant le Tribunal de Saint-Etienne en 1825, ni devant le Conseil d'Etat en 1826, et qu'il résulte simplement de décisions rendues que les parties n'entendaient point se soustraire aux obligations résultant de cet acte, dont elles contestaient simplement l'interprétation et l'application ;

Considérant que la Société des Houillères a encore invoqué dans ses conclusions additionnelles d'autres conventions résultant, suivant elle, d'une lettre en date du 27 octobre 1823, et par laquelle la dame Chol manifestait le désir de régler avec les sieurs Jovin quelques difficultés relatives à l'exploitation de la mine du Treuil ;

Qu'il en résulte bien que la dame Chol entendait appliquer alors, comme elle l'a toujours fait, la clause pénale de l'article 2 de la convention du 7 juillet 1821 ; mais que rien ne démontre en l'état que la lettre du 27 octobre 1828 ait été suivie d'un accord entre les parties et d'une convention qui, échappant à la nullité de 1821, constituerait un droit indiscutable en faveur de la Société des Houillères.

Sur la convention du 20 juin 1837 :

Considérant que les consorts Jovin ont été régulièrement déclarés concessionnaires de la mine du Treuil par ordonnance du 4 novembre 1824 et que, par la convention du 20 juin 1837, ils ont réglé avec la dame Chol les questions relatives à l'exploitation de la septième couche, sous les terrains qui avaient déjà fait l'objet de l'acte du 7 juillet 1821 ;

Qu'il est dit notamment, sous l'article 3, que les sieurs Jovin « disposeront au jour, dans lesdites propriétés, des terrains qui leur seront nécessaires pour l'emplacement de leurs puits, machines, plâtres, chemins de fer, et qu'ils en paieront annuellement le loyer au double de leur valeur » ;

Et que l'article 4 ajoute que « MM. Jovin seront libres d'abandonner l'exploitation si ladite couche devenait trop peu considérable ou fournissait des produits de mauvaise qualité » ;

Considérant que cette convention qui autorisait les sieurs Jovin à occuper à la surface tous les terrains nécessaires pour l'emplacement de leurs puits, leur donnait virtuellement le droit de conserver et d'utiliser le puits du Petit-Treuil, qui avait été creusé en 1828 ;

Que cette interprétation, qui ressort nettement du texte même de l'article 3 de la convention, devient plus certaine encore si l'on tient compte des intentions manifestées par les actes antérieurs et la lettre ci-dessus rappelée du 27 octobre 1828 ;

Et que les sieurs Jovin ont, en effet, employé le puits du Petit-Treuil à l'exploitation de la septième couche ;

Considérant que la même convention du 20 juin 1837, qui autorisait les sieurs Jovin, dans leurs rapports avec les propriétaires de la surface, à abandonner l'exploitation de la septième couche, dans le cas où les produits en seraient trop peu abondants ou de mauvaise qualité, ne faisant pas obstacle à ce que l'extraction fût, s'il y avait lieu, momentanément suspendue ;

Que la suspension momentanée de l'extraction, soumise d'ailleurs à l'appréciation de l'autorité administrative, était aussi utile aux propriétaires du sol qu'aux exploitants eux-mêmes ; qu'elle permettait de traverser, sans un abandon définitif, les circonstances économiques ou commerciales qui auraient pu motiver cet abandon aux termes de l'article 4 de l'acte de 1837 et de laisser ouverte la perspective d'une reprise pour le cas où ces circonstances viendraient à changer ;

Considérant que telle a été l'interprétation donnée à la convention de 1837 par les parties contractantes ;

Que l'exploitation de la septième couche par le puits du Petit-Treuil a été, en effet, plusieurs fois suspendue et reprise sans que les propriétaires du sol se soient jamais prévalu des dispositions des articles 43 et 44 de la loi du 21 avril 1810 et sans que les concessionnaires aient cessé de payer les sommes dont ils étaient tenus, en vertu de l'acte du 20 juin 1837 ;

Qu'il n'a pu en être ainsi que parce que les propriétaires du sol comme les concessionnaires ont toujours estimé que l'exploitation ainsi suspendue pourrait être reprise ultérieurement ;

Que cette pensée est formellement exprimée par les concessionnaires dans les demandes adressées à l'Administration pour obtenir l'autorisation nécessaire ; qu'il n'y est jamais question que d'un abandon provisoire ; que notamment, dans la demande formulée le 10 avril 1856 pour obtenir l'autorisation d'abandonner provisoirement les travaux du Petit-Treuil dans la septième couche, les concessionnaires énoncent qu'il existe dans cette couche un massif de charbon non encore exploité et reconnu par une galerie de recherches ; mais que la qualité du charbon est mauvaise ;

Que la houille vendue au-dessous du prix de revient ne trouve pas d'acheteur ; qu'il en existe sur le plâtre une quantité considérable et que les parties non exploitées et susceptibles d'être enlevées plus tard ne seront pas compromises d'ailleurs par la suspension momentanée de l'extraction ;

Qu'un arrêté préfectoral, en date du 22 juillet 1857, faisant droit à la demande de concessionnaires, a, en effet, autorisé la suspension seulement provisoire de l'exploitation de la septième couche par le puits du Petit-Treuil ; qu'il y est dit que *les concessionnaires seront tenus de donner avis à l'Administration de la réouverture des travaux et que le puits du Petit-Treuil sera maintenu en état de pouvoir être repris au besoin à la première réquisition de l'Administration ;*

Considérant qu'après les suspensions ainsi provisoirement autorisées, une reprise de l'exploitation de la septième couche par le puits du Petit-Treuil a eu encore lieu au commencement de l'année 1873 ; qu'elle avait été motivée par la hausse du prix du charbon et qu'elle a cessé en 1874 parce qu'on n'en retirait qu'un bénéfice trop minime ; mais qu'il n'est pas possible de dire que l'exploitation a été cette fois définitivement abandonnée ;

Qu'après la suspension de 1874, comme après celle de 1856 ou celles qui l'avaient précédée, le plâtre et le puits du Petit-Treuil sont restés en la possession de la Société des Houillères, qui a continué de payer sans interruption, jusqu'au 26 janvier 1887, les allocations fixées pour son occupation ;

Que cette occupation s'est ainsi continuée sans fraude jusqu'à

l'expropriation et qu'elle a été régulièrement signalée à l'expropriant ;

Que dans un acte passé le 4 janvier 1887 et par lequel le sieur Dyèvre s'engageait à vendre à l'Etat la parcelle portant au cadastre le n° 195, il était dit que cette promesse de vente était faite sous la condition expresse que l'Etat s'entendrait *avec les locataires des parcelles cédées, notamment avec la Société des Houillères de Saint-Etienne, de façon que le vendeur ne soit nullement inquiété ni recherché à ce sujet ;*

Qu'après notification du jugement portant expropriation de la parcelle n° 195, le sieur Dyèvre, par un exploit en date du 23 juin 1887, a encore dénoncé à M. le Préfet de la Loire que ladite parcelle n° 195 était occupée par la Compagnie des Houillères, qui y avait creusé un puits d'exploitation, l'exploit rappelant d'ailleurs qu'il était signifié en exécution des articles 21 et 22 de la loi du 3 mai 1841 ;

Que l'Etat avait lui-même fait insérer dans le tableau annexé au jugement d'expropriation du 2 juin 1887 une note portant textuellement *que la Compagnie des Houillères était locataire de la parcelle n° 95 et y avait creusé un puits d'exploitation ;*

Considérant qu'il est ainsi établi que la Société des Houillères de Saint-Etienne n'a pas cessé d'occuper le plâtre et le puits du Petit-Treuil, en vertu des conventions inscrites dans l'acte du 20 juin 1837 ;

Que l'Etat ne pouvait dès lors se soustraire à l'obligation de la désintéresser qu'autant qu'il serait démontré que la septième couche était complètement déhouillée au moment de l'expropriation et que le puits du Petit-Treuil ne pouvait plus avoir aucune utilité en vue d'une extraction encore possible dans cette couche ; que cette preuve n'est point faite ; qu'il résulte au contraire de ce qui a été dit plus haut et de tous les documents versés de part et d'autre dans le débat, qu'il y a encore une certaine quantité de charbon reconnue dans la septième couche et que s'il est peu probable que le puits du Petit-Treuil soit utilisé dans l'avenir pour cette extraction, on ne peut dire cependant qu'il n'y sera pas employé ;

Et que la Société des Houillères est dès lors bien fondée à réclamer la remise de l'indemnité éventuellement fixée par le jury d'expropriation dans sa décision du 18 octobre 1887 ;

Considérant que ce qui vient d'être dit sur la convention du 20 juin 1837 rend inutile l'examen des autres moyens invoqués par l'intéressé ;

Considérant, en ce qui concerne les dépens, qu'ils doivent être mis à la charge de l'appelant, moins toutefois les droits d'enregistrement auxquels pourrait donner lieu la production des pièces et conventions que la Société des Houillères a cru devoir verser aux débats ;

Par ces motifs et ceux des premiers juges en ce qu'ils n'ont rien de contraire,

La Cour,

Statuant sur l'appel émis par l'Etat contre le jugement du Tribunal de Saint-Etienne, en date du 29 novembre 1888,

Dit qu'il a été bien jugé, mal et sans griefs appelé ;

Dit que la Société des Houillères de Saint-Etienne a occupé régulièrement jusqu'à l'expropriation et comme locataire, en vertu de la convention du 20 juin 1837, la parcelle n° 195 sur laquelle est situé le puits du Petit-Treuil avec ses dépendances et qu'elle a droit, par application des articles 21 et 39 de la loi du 3 mai 1841, à l'indemnité qui a été fixée éventuellement par décision du jury d'expropriation, en date du 18 octobre 1887 ;

Confirme en conséquence le jugement dont est appel, qui sortira son plein et entier effet ;

Dit que, sur le vu d'un extrait du présent arrêt, la Société des Houillères de Saint-Etienne est autorisée à retirer de la Caisse des dépôts et consignations, avec tous intérêts courus depuis la consignation, la somme de cinquante-trois mille huit cent cinquante-quatre francs quinze centimes, qui y a été versée par l'Etat ensuite de la décision du jury d'expropriation du 18 octobre 1887, quoi faisant, le préposé à ladite Caisse sera bien et valablement déchargé ;

Condamne l'appelant à l'amende et aux entiers dépens de première instance et d'appel ;

Dit toutefois que ne seront pas compris dans ces dépens les droits d'enregistrement auxquels pourrait donner lieu la production des pièces versées aux débats par la Société des Houillères et qui resteront à la charge de ladite Société. — Distraction à M. Baux.

P. D...

STATISTIQUE
DES
MINES, MINIÈRES, CARRIÈRES
USINES MÉTALLURGIQUES
ET
APPAREILS A VAPEUR DE BELGIQUE

Pour l'année 1889 (1)

Par M. EM. HARZÉ, ingénieur en chef,
directeur des Mines au département de l'Agriculture, de l'Industrie
et des Travaux publics.

(Extrait des *Annales des Travaux publics*, tome XLVII).

Le service des mines en Belgique, en dehors de l'Administration centrale, comprend deux divisions : la première, composée des provinces de Hainaut, de Brabant, de la Flandre orientale et de la Flandre occidentale ; la seconde, des provinces de Liège, de Namur, de Luxembourg, de Limbourg et d'Anvers.

On sait que les seules provinces minières du Royaume sont le Hainaut, Liège, Namur et le Luxembourg.

§ 1. — CHARBONNAGES.

L'extraction houillère a été, en 1889, de 19.869.960 tonnes, d'une valeur globale de 187.718.000 francs. — Cette production annuelle, la plus considérable qui ait été faite en Belgique, et cette valeur se répartissent comme suit :

Extraction
houillère.

	Tonnes.	Francs.
Hainaut.....	14.447.355	135.701.000
Namur.....	467.005	3.318.000
Liège.....	4.955.620	48.699.000
Le Royaume.....	19.869.980	187.718.000

(1) Les éléments de cette publication annuelle sont puisés, mais non exclusivement, dans le travail de la statistique générale des mines, usines et machines à vapeur, ainsi que dans les rapports adressés chaque année par les chefs de service de l'Administration des mines à MM. les gouverneurs des provinces minières de Hainaut, de Liège et de Namur.

Ces sommes accusent des augmentations de 651.499 tonnes et de 25.700.000 francs par rapport aux résultats de l'année précédente.

Le prix de vente de la tonne a poursuivi sa marche ascendante et s'est établi à fr. 9,45 comme moyenne de toute l'année. Comparé à celui de 1888, il lui est supérieur de fr. 1,02.

Les chiffres ci-après donnent les prix moyens de vente dans les divers centres producteurs :

		Francs.
Hainaut.....	{ Couchant de Mons.....	10, 08
	{ Centre et partie occidentale de Charleroi.....	9, 47
	{ Charleroi.....	8, 71
Namur.....		7, 11
Liège.....		9, 83

C'est donc au Couchant de Mons que le charbon, grâce aux qualités spéciales de certaines variétés, jouit du prix de vente le plus élevé.

Consommation des houillères. Le service de l'exploitation a absorbé, en consommation, 1.793.001 tonnes de charbon, quantité évaluée à 9.459.000 francs. D'où une *extraction nette* de 18.076.979 tonnes livrées au commerce ainsi qu'aux fabriques de coke et d'agglomérés annexés aux charbonnages, au prix moyen de fr. 9,86 les 1.000 kil.

Sièges d'extraction. La production a été fournie par 274 sièges, 6 de plus que l'année précédente. Il a été tenu 78 sièges en réserve et 9 sont en construction.

Machines à vapeur. Le tableau suivant classe par usages et provinces les machines à vapeur qui desservent l'industrie houillère :

MACHINES A VAPEUR — USAGES.	HAINAUT.		NAMUR.		LIÈGE.		LE ROYAUME.	
	Nombre.	Chevaux-vapeur.	Nombre.	Chevaux-vapeur.	Nombre.	Chevaux-vapeur.	Nombre.	Chevaux-vapeur.
Extraction.....	282	47.696	14	1.675	117	12.653	413	62.024
Exhaure.....	129	18.113	7	1.040	77	12.054	213	31.207
Aérage.....	285	14.189	8	268	84	1.991	377	16.448
Divers.....	780	10.703	24	405	277	3.517	1.081	14.625
Ensemble.....	1.476	90.701	53	3.388	555	30.215	2.084	424.304

Ainsi que le montre la statistique générale des appareils à vapeur, les générateurs établis dans les charbonnages, presque tous de grande surface de chauffe, représentent comme nombre le sixième des chaudières employées dans toutes les industries, abstraction faite du transport par terre et par eau. Quant aux moteurs indiqués ci-dessus, leur puissance dépasse le tiers de la force globale de ceux desdites industries.

Voici quelle a été la moyenne des épaisseurs des couches exploitées dans les divers bassins du Royaume :

Puissance
des couches.

Couchant de Mons.....	0 ^m ,53
Centre et partie occidentale de Charleroi..	0 ^m ,62
Charleroi.....	0 ^m ,74
Namur.....	0 ^m ,63
Liège.....	0 ^m ,74
Le Royaume.....	0 ^m ,65

Cette dernière puissance est sensiblement celle indiquée l'année précédente. Mais l'une n'est pas *absolument* comparable à l'autre.

Jusqu'en 1888, la moyenne des couches exploitées était calculée arithmétiquement, c'est-à-dire en divisant la somme des puissances utiles des couches exploitées par le nombre de celles-ci. — Peu importait l'abandon des couches reconnues onéreusement exploitables après des tentatives plus ou moins longues.

Suivant des instructions de M. le Directeur général Arnould, sous la date du 31 janvier 1890, la puissance moyenne des couches par charbonnage devait dorénavant s'obtenir en divisant la somme des nombres de mètres cubes déhouillés dans les diverses couches par celle des nombres des mètres carrés découverts. Cette dernière méthode est évidemment la seule rationnelle.

Les profondeurs moyennes d'extraction ont été les suivantes, d'après un calcul également géométrique :

Profondeur
d'extraction.

	Mètres.
Couchant de Mons.....	542
Centre et partie occidentale de Charleroi...	359
Charleroi.....	420
Namur.....	254
Liège.....	327
Le Royaume.....	406

Nombre d'exploitations ont dépassé 700 mètres de profondeur et, au couchant de Mons, le puits Sainte-Henriette du charbonnage des Produits a été poursuivi en reconnaissance jusque 1.152 mètres.

Voici comment s'est subdivisé le personnel ouvrier occupé en 1889 dans les charbonnages du Royaume et dont l'effectif s'est élevé à 108.382 travailleurs, 4.905 ouvriers de plus qu'en 1888 :

Ouvriers.

	HAINAUT.	NAMUR.	LIÈGE.	LE ROYAUME.
A L'INTÉRIEUR.				
Hommes.....	49.061	1.511	17.837	68.409
Femmes.....	3.007	32	194	3.233
Garçons en dessous de 16 ans....	6.940	250	2.193	9.383
Filles en dessous de 16 ans....	948	»	12	960
ENSEMBLE.....	59.956	1.793	20.236	81.985
A LA SURFACE.				
Hommes.....	12.784	487	3.816	17.087
Femmes.....	2.926	83	1.123	4.132
Garçons en dessous de 16 ans. ..	2.033	83	399	2.515
Filles en dessous de 16 ans.....	2.161	67	435	2.663
ENSEMBLE.....	19.904	720	5.773	26.397
TOTAUX.....	79.860	2.513	26.009	108.382

L'art. 9 de la loi du 13 décembre 1889 va interdire, à partir du 1^{er} janvier 1892, l'emploi des femmes de moins de 21 ans dans les travaux souterrains ; nous avons cru néanmoins intéressant de continuer à rechercher l'influence de l'application de l'article 69 du règlement de police du 28 avril 1884. On se rappellera que cette disposition a exclu de ces travaux les garçons de moins de 12 ans et les filles de moins de 14 ans.

Cette influence ressort du tableau ci-après :

Si l'on considère les nombres absolus des femmes et des filles employées à l'intérieur des travaux, on voit qu'ils ont diminué dans la première division ainsi que dans tout le royaume malgré un petit accroissement dans la seconde division pour les femmes au-dessus de 16 ans. On constate aussi une diminution des chiffres proportionnels dans la première circonscription et dans le Royaume, et l'on ne voit ni progrès ni recul dans la seconde où, toutefois, la suppression de l'emploi des personnes du sexe féminin est un fait presque accompli.

En somme, le nombre proportionnel pour l'ensemble des femmes et des filles a diminué depuis 1883 de 43 p. %.

Des circonstances diverses ont pu influencer sur le résultat de 1889 : D'abord l'abondance de l'offre du travail qui s'est traduite par une élévation de salaires ; ensuite la perspective de la mise en exécution de la loi du 13 décembre 1889, laquelle, au second paragraphe de l'art. 9 précité, établit une exception d'application pour les femmes et les filles qui seraient déjà employées dans les travaux souterrains. En effet, si certains chefs de famille ont pu avoir la prévoyance de rechercher pour leurs filles des occupations les éloignant de la mine, d'autres dirigeant

CIRCONSCRIPTIONS	Moyenne des puissances utiles des couches.	OUVRIERS (NOMBRES)						OUVRIERS proportions.		
		INTÉRIEUR			SURFACE	TOTAL GÉNÉRAL	des ouvriers à veine par rapport à ceux de l'intérieur.	des ouvriers de l'intérieur par rapp. à tout le personnel.		Nombre de jours de travail.
		Ouvriers à veine.	Ouvriers autres.	Ensemble.						
	m									
Couchant de Mons (1 ^{er} arrondissement).....	0,53	6.071	17.124	23.195	6.045	29.240	0,26	0,79	29	
Centre et partie occidentale de Charleroi (2 ^e arrondissement).....	0,62	4.659	12.898	17.557	6.251	23.808	0,27	0,74	30	
Charleroi (3 ^e arrondissement).....	0,74	4.668	14.536	19.204	7.608	26.812	0,24	0,73	28	
Namur (4 ^e arrondissement).....	0,63	522	1.271	1.793	720	2.513	0,29	0,71	28	
Liège (5 ^e et 6 ^e arrondissements).....	0,74	4.361	15.875	20.236	5.773	26.009	0,22	0,78	29	
	0,65	20.281	61.704	81.985	26.397	108.382	0,25	0,76	29	

autrement leur prévoyance ont pu tenir à faire profiter tous leurs enfants du bénéfice de l'exception transitoire.

On peut regretter que le progrès ne se soit pas plus accentué en présence de la prochaine échéance du 1^{er} janvier 1892 (1).

La production par travailleur du fond a été de 242 tonnes, soit 4 tonnes de moins qu'en 1888, malgré trois jours en plus d'extraction. Comme on le verra plus loin, il ne semble pas qu'il y ait eu un accroissement de travaux extraordinaires. Si la somme dépensée de ce chef est légèrement supérieure à celle de l'année précédente, la différence peut s'expliquer par l'augmentation du coût de la main-d'œuvre et des prix des consommations.

Quant à la production par ouvrier en général (fond et surface réunis), elle a été de 184 tonnes, soit seulement 2 tonnes de moins qu'en 1888.

Production
par
ouvrier.

(1) Cette échéance ne sera pas sans produire des difficultés. Il nous est même revenu que, pour assurer l'admission de leurs enfants aux mines en dehors des âges réglementaires, nombre de parents commettent des altérations dans les livrets.

NOMBRE DE MÈTRES CARRÉS DE COUCHE DÉCOUVERTS			PRODUCTION ANNUELLE (TONNES)						PRODUCTION JOURNALIÈRE (TONNES)				
dans l'année.	Par ouvrier à veine.		Par circonscription.	Par ouvrier à veine.	Par autre ouvrier du fond.	Pr ouvr. du fond de toutes les catégories	Par ouvrier de la surface.	Par ouvrier fond et surface réunis.	Par ouvrier à veine.	Par autre ouvrier du fond.	Par ouvrier du fond de toutes les catégories.	Par ouvrier de la surface.	Par ouvrier fond et surface réunis.
	Par an.	Par journée.											
6.447.729	1.062	3,55	4.564.160	752	266	197	755	156	2,50	0,89	0,66	2,52	0,52
5.837.830	1.253	4,15	4.739.000	912	369	270	758	199	3,02	1,22	0,89	2,51	0,66
5.523.680	1.119	3,86	5.144.195	1.102	355	267	676	192	3,81	1,23	0,92	2,34	0,66
572.308	1.096	3,82	467.005	895	367	260	619	186	3,12	1,28	0,90	2,26	0,65
4.985.526	1.143	3,85	4.955.620	1.104	312	245	858	191	3,72	1,05	0,82	2,89	0,64
23.367.073	1.152	3,90	19.869.980	988	322	242	753	184	3,35	1,09	0,82	2,55	0,62

Le tableau précédent, pour pouvoir être commenté avec sécurité dans tous ses détails, devrait donner les moyennes de plusieurs années. Cependant, tel qu'il est, les chiffres font ressortir la médiocrité de l'effet utile de l'ouvrier au Couchant de Mons. Cette médiocrité a sa cause prédominante dans la faible puissance des couches. On remarquera même que la surface de couches découverte par ouvrier y est moindre que dans les autres circonscriptions et que l'effet utile des ouvriers du fond ne travaillant pas à la veine est aussi relativement peu élevé.

Ces circonstances peuvent résulter de ce que la faible épaisseur des couches entraîne non seulement des difficultés d'abatage, mais encore plus de *coupages de voies*, plus de *remenages de terres* et la nécessité de multiplier les chantiers.

Pour analyser toutes les causes qui différencient les chiffres dans les divers bassins, il faudrait comparer les diverses organisations du travail et sans doute aussi les conditions de l'alimentation des ouvriers.

On remarquera, en outre, que, pour le travail de la surface, c'est dans le Hainaut, et particulièrement à Charleroi, que l'effet utile de l'ouvrier est le plus faible, et que c'est à Liège qu'il est le plus fort. Ces divergences paraissent tenir à des conditions différentes du service des transports extérieurs.

Il est assez curieux de constater qu'en dernière analyse l'effet utile général de l'ouvrier, fond et surface réunis, est sensiblement le même au Centre, à Charleroi et à Liège. Pour ce qui concerne celui de l'ouvrier au Couchant de Mons, il est heureux que, par suite des qualités spéciales de certaines variétés, le charbon provenant de cette circonscription jouit de l'avantage d'un prix de vente relativement élevé, ainsi que nous l'avons déjà fait remarquer.

Salaires.

Il a été payé aux 108.382 ouvriers de l'industrie houillère la somme de 100.963.000 francs, ce qui établit le salaire annuel moyen à 932 francs, soit 63 francs de plus qu'en 1888, 117 de plus qu'en 1887 et 149 de plus qu'en 1886.

La somme des salaires dépasse celle de l'année précédente de 11.054.000 francs.

Voici comment s'est chiffré le salaire annuel dans les diverses régions houillères du pays, pendant la période 1886 à 1889 :

		1886	1887	1888	1889
		—	—	—	—
	{ Couchant de Mons fr.	712	727	794	872
Hainaut.	{ Centre et partie occidentale				
	{ de Charleroi	815	852	915	993
	{ Charleroi	762	793	841	888
Namur (région peu importante)		686	730	785	848
Liège		867	910	948	994
Le Royaume		783	845	869	932

On remarquera la hausse continue des salaires depuis 1886.

De 1886 à 1889, cette hausse a été de :

Au Couchant de Mons	fr. 160, soit 22 p. %.
Au Centre et partie occidentale de Charleroi	178, » 22 »
A Charleroi	126, » 17 »
A Namur	162, » 24 »
A Liège	127, » 15 »
Le Royaume	148, » 19 »

Ceci, indépendamment d'une augmentation de 8 p. % du personnel.

C'est donc à Liège, où durant toute la période les salaires ont été les plus élevés, que ceux-ci ont haussé *proportionnellement* le moins. Mais il est à remarquer que, si une sorte d'inertie ne les a pas majorés autant que dans les autres bassins en raison des augmentations des bénéfices, cette même résistance les avait maintenus plus qu'ailleurs dans la période néfaste de l'industrie charbonnière au profit du bien-être relatif de la population ouvrière.

Pour bien comparer entre eux les salaires dans les différentes circonscriptions, il convient de tenir compte des retenues auxquelles ils sont soumis.

Ces retenues, qui frappent particulièrement les salaires des ouvriers du fond, varient beaucoup d'une circonscription à l'autre. C'est au Centre et aussi à Namur qu'elles sont les plus fortes. Au Centre, elles se rapportent à la Caisse de prévoyance et de retraite, aux Caisses particulières de secours, ainsi qu'au service médical indépendant de ces dernières institutions, enfin, à certaines fournitures faites parfois au compte de l'ouvrier, telles que l'huile et les explosifs (1). Voici, d'ailleurs, pour l'année 1888, à combien on peut évaluer l'ensemble des retenues par ouvrier (fond et surface réunis) dans les diverses circonscriptions minières :

Retenues
sur
les salaires.

	Francs.
Couchant de Mons	13
Centre et partie occidentale de Charleroi . . .	22
Charleroi	7
Namur	32
Liège	5
Le Royaume	12

Au Centre proprement dit, les retenues dépassent sensiblement les 22 francs indiqués. Le peu de retenues qui affectent le salaire des ouvriers de la partie occidentale de Charleroi abaisse ici cette évaluation, et il faut tenir compte aussi de ce que certaines exploitations ayant porté comme salaire la rémunération des ouvriers, déduction faite des retenues, celles-ci devaient échapper au calcul, mais sans nuire aux résultats ci-après qui établissent les salaires nets pour l'année 1889 :

(1) On sait qu'au Centre, les ouvriers de divers charbonnages se procurent eux-mêmes les explosifs nécessaires chez de petits débitants cumulant la vente de ces substances dangereuses et celle des boissons. Inutile d'insister sur les inconvénients de cet état de choses.

	Francs.
Couchant de Mons	872 — 13 = 859
Centre et partie occidentale de Charleroi	993 — 22 = 971
Charleroi	888 — 7 = 881
Namur	848 — 32 = 816
Liège	994 — 5 = 989
Le Royaume	932 — 12 = 920

Si l'on envisage isolément les salaires annuels bruts des ouvriers à veine, on arrive aux chiffres suivants :

	Francs.
Couchant de Mons	1.059
Centre et partie occidentale de Charleroi..	1.227
Charleroi	1 186
Namur	1.138
Liège	1.305
Le Royaume	1.182

Revenant au salaire général moyen de 932 francs, et comptant sur 295 jours de travail, nous arrivons à un salaire journalier de fr. 3,16 se partageant comme suit :

	Francs.
Ouvriers de la surface	2,36
Ouvriers du fond	3,42

Les salaires journaliers des femmes, des garçons et des filles du personnel du fond étant respectivement évalués à fr. 2,00, 1,70 et 1,40, celui du houilleur proprement dit, au-dessus de 16 ans, se chiffrerait à fr. 3,75.

Les dépenses inhérentes à l'industrie houillère se sont élevées comme suit :

	Francs.
Salaires	100.963.000
Autres dépenses	64.818.000
Ensemble	165.781.000

D'où un prix de revient de fr. 8,34 la tonne, supérieur de fr. 0,56 à celui de l'année précédente.

Nous rappellerons que ces dépenses ne comprennent pas les charges financières, c'est-à-dire les intérêts des emprunts.

Nous rappellerons aussi que la rubrique « autres frais » comprend les dépenses en consommation de charbon, bois, fers, câbles, huiles, graisses, poudre, fourrages ; les achats de matériaux, machines, matériel, terrains ; les paiements de traitements, dommages à la surface, impôts, institutions de secours et de prévoyance, frais judiciaires et autres incombant aux frais généraux. Pour une bonne part, ces dépenses sont du travail payé à des ouvriers d'autres industries.

C'est au Couchant de Mons que, malgré des salaires relativement modérés, le prix de revient a été sensiblement le plus élevé. Ce prix de revient s'est chiffré à fr. 9,07.

La valeur de la production ayant été de fr. 187.718.000, le *boni général* pour l'ensemble des charbonnages s'est établi à fr. 21.927.000, accusant un bénéfice de fr. 1,10 à la tonne.

En envisageant séparément, comme les années précédentes, les mines en boni et celles en déficit, on trouve que :

404 charbonnages ont eu des excédents de recettes	
de..... fr.	24.143.000
et 28 charbonnages ont eu des excédents de dépenses de..... ..	2.216.000

La différence reproduit le *boni général* de. . fr. 21.927.000

Les dépenses extraordinaires se sont élevées à 11.884.000 fr.

Le tableau ci-après résume les principaux résultats de l'industrie charbonnière pendant la dernière période décennale.

ANNÉES	Nombre de sièges en activité	Ouvriers employés		DÉPENSES			Prix de revient au tonneau.	PRODUCTION
		Nombre.	Salaire moyen annuel.	ordinaires.	extraordinaires.	totales		TOTALE
								Fr.
1880	304	102.930	920	148.770.000	17.064.000	165.834.000	9.80	16.886.698
1881	295	101.351	931	148.632.000	16.541.000	165.173.000	9.79	16.873.951
1882	300	103.701	926	154.198.000	16.922.000	171.120.000	9.73	17.590.989
1883	314	106.252	1.006	163.119.000	17.101.000	180.220.000	9.92	18.177.754
1884	289	105.582	914	151.827.000	13.946.000	165.773.000	9.18	18.051.499
1885	285	103.095	812	135.971.000	11.709.000	147.680.000	8.47	17.437.603
1886	280	100.282	783	127.419.000	9.972.000	137.391.000	7.95	17.285.543
1887	268	100.739	815	129.375.000	9.558.000	138.933.000	7.56	18.378.624
1888	268	103.477	869	138.355.000	11.136.000	149.492.000	7.78	19.218.481
1889	292	108.382	932	153.908.000	11.883.000	165.791.000	8.34	19.869.980

Les charbonnages ont employé 4.683 chevaux, dont 3.441 à l'intérieur des travaux.

Fabrication du coke.

Le tableau suivant donne la situation de cette industrie en 1889 :

CIRCONSCRIPTIONS ADMINISTRATIVES	FOURS		OUVRIERS — Nombre.	CONSOMMATION de HOUILLE — Tonnes.	PRODUCTION EN COKE	
	Actifs.	Inactifs.			QUANTITÉ	VALEUR
	— Nombre.	— Nombre.			— Tonnes.	de LA TONNE — Francs.
1 ^{re} division....	3.145	627	1.898	2.133.849	1.564.710	15 92
2 ^e id.	1.583	405	677	837.795	599.439	16 30
TOTAUX...	4.728	1.032	2.575	2.971.644	2.164.149	16 03

D'où un rendement en coke de 72,8 p. % de la houille enfournée.

Voici quelle a été la marche de cette industrie de 1881 à 1889 :

VALEUR TOTALE	Prix moyen de vente des 4.000 kilogs.	BALANCE				BÉNÉFICE GÉNÉRAL	Bénéfice GÉNÉRAL de la tonne.
		Mines en gain.	BONI	Mines en perte.	PERTE		
Fr.	Fr.		Fr.		Fr.	Fr.	Fr.
9.680.000	10,06	85	10.862.000	79	7.016.000	3.846.000	0,23
3.704.000	9,70	77	8.723.000	83	10.192.000	(1) — 1.469.000	(1) — 0,09
5.896.000	10,00	85	10.965.000	73	6.189.000	4.776.000	0,27
4.777.000	10,17	80	11.277.000	73	6.719.000	4.558.000	0,25
2.032.000	9,53	78	10.289.000	71	4.030.000	6.259.000	0,35
4.618.000	8,87	81	10.496.000	69	3.559.000	6.937.000	0,40
2.542.000	8,25	77	8.749.000	67	3.598.000	5.151.000	0,30
7.674.000	8,04	90	10.829.800	50	2.088.000	8.741.000	0,48
2.018.000	8,43	91	15.151.000	42	2.625.000	12.526.000	0,65
7.718.000	9,45	104	24.143.000	28	2.216.000	21.927.000	1,10

(1) Perte.

ANNÉES	NOMBRE D'OUVRIERS	QUANTITÉS PRODUITES — Tonnes.	VALEUR DE LA TONNE — Francs.
1881	2.358	1.834.669	15 98
1882	2.519	2.066.249	17 73
1883	2.474	2.077.051	17 08
1884	2.074	1.842.148	14 87
1885	2.066	1.678.473	13 70
1886	2.218	1.854.173	12 26
1887	2.265	1.902.879	12 17
1888	2.319	1.987.445	13 63
1889	2.575	2.164.149	16 03

On voit par ce tableau combien s'est accentuée, en 1889, la reprise de cette fabrication.

Mouvement commercial de la houille et du coke.

Nous avons résumé ce mouvement dans le tableau ci-après pour chacune des années de la période décennale :

§ 2. — MINES MÉTALLIQUES ET MINIÈRES.

Le tableau ci-après donne les productions (quantités et valeurs) des minerais extraits en Belgique, pendant les dix dernières années, ainsi que le nombre des ouvriers occupés aux exploitations qui les ont fournis.

ANNÉES	MINÉRAIS DE ZINC			MINÉRAIS DE PLOMB			PYRITE DE FER			FER (MINÉRAI LAVÉ)			VALEUR		Ouvriers employés. — Nombre.
	Quantités. — Tonnes.	Valeur. — Francs.		Quantités. — Tonnes.	Valeur. — Francs.		Quantités. — Tonnes.	Valeur. — Francs.		Quantités. — Tonnes.	Valeur. — Francs.		totale. — Francs.		
1880.....	38.805	2.242.000		5.434	892.000		7.913	164.000		253.499	1.875.000		5.173.000	3.810	
1881.....	23.553	1.195.000		3.741	657.000		2.965	49.000		224.882	1.817.000		3.718.000	2.750	
1882	20.443	707.000		2.918	486.000		2.555	21.000		209.212	1.593.000		2.807.000	2.312	
1883.....	20.738	750.000		1.749	311.000		1.623	18.000		216.490	1.497.000		2.576.000	2.100	
1884.....	27.606	1.014.000		4.796	257.000		2.243	35.000		176.755	1.280.000		2.586.000	1.926	
1885.....	18.185	680.000		1.299	187.000		4.533	65.000		187.118	1.311.000		2.243.000	1.788	
1886.....	19.042	762.000		1.292	194.000		3.209	31.000		153.378	955.000		1.942.000	1.498	
1887.....	20.879	897.000		548	92.000		3.490	32.000		185.186	1.183.000		2.204.000	1.537	
1888.....	24.537	1.161.000		414	44.000		3.916	41.000		213.327	1.402.000		2.648.000	1.682	
1889.....	21.184	1.296.000		194	20.000		5.051	43.000		202.431	1.363.000		2.722.000	1.601	

On remarquera qu'en 1889 il y a eu, par rapport à l'année précédente, diminution dans la production des minerais de fer. Cette diminution tient presque exclusivement à une production moindre des exploitations de la Lienne, qui fournissent un minerai ferro-manganésifère.

A cause de l'intérêt qui s'attache à ces exploitations ardennaises, nous indiquerons, avec leurs valeurs, les quantités annuellement extraites à partir de 1880, année dès laquelle la statistique général des mines les renseigne.

	Tonnes.	Valeurs.
1880	700	fr. 3.500
1881	770	3.850
1882	345	1.750
1883	820	4.100
1884	750	3.750
1885	(suspension des travaux).	
1886	750	9.000
1887	12.750	156.000
1888	27.787	325.000
1889	20.905	248.000

L'exploitation n'a pris quelque importance qu'après la construction, dans la vallée de la Lienne, d'une ligne ferrée raccordant lesdites exploitations au chemin de fer de l'Amblève.

Dans la production des minerais de fer sont comprises 145.696 tonnes, d'une valeur de 936.000 francs, provenant des exploitations libres, c'est-à-dire de celles établies sans concession. Ces dernières occupent 737 ouvriers.

Les mines métalliques concédées (zinc, plomb, pyrite, fer et manganèse) ont produit une valeur de 1.786.000 francs qui a donné lieu, pour certaines exploitations, à un bénéfice de 731.000 francs et, pour les autres, à une perte de 51.000 francs. D'où un bénéfice général de 680.000 francs.

Les dépenses pour les mines concédées se répartissent comme suit :

Salaires.....	fr.	646.000
Autres frais.....		460.000

Ensemble.....fr. 1.106.000

Dans cette somme globale figurent les dépenses extraordinaires pour 143.000 francs.

Les mines concédées ayant occupé 869 ouvriers, dont 441 à l'intérieur des travaux et 428 à la surface, le salaire annuel général moyen de ces travailleurs a été de 743 francs. Le personnel relativement considérable d'ouvriers à la surface comprend les nombreux jeunes ouvriers et femmes employés dans les ateliers de la préparation mécanique des minerais, ce qui affaiblit sensiblement le salaire général moyen de tout le personnel.

§ 3. — CARRIÈRES.

Le tableau ci-après rend compte de l'exploitation des carrières en 1889.

DÉSIGNATION DES PRODUITS (1)	BRABANT	HAINAUT	NAMUR	LIÈGE	LUXEMBOURG	LIMBOURG	LE ROYAUME (2)	
							QUANTITÉS	VALEURS (francs)
Pierres de taille.....M ³	3.930	68.729	21.633	24.454	2.915	3.500	125.161	10.399.000
Chaux, moellons et pierrailles.M ³	74.600	738.710	459.185	442.566	45.990	»	1.761.051	8.255.000
Pierres à paver.....P	15 313.200	36.077.200	10.751.000	17.127.000	979.000	»	80.247.400	6.760.000
Dalles et carreaux.....M ²	600	76.934	39.400	16.616	4.600	»	138.180	432.000
Marbre.....M ³	»	3.555	7.995	»	55	»	11.605	1.758.000
Ardoises.....P	»	»	2.727.000	»	24.388.000	»	27.115.000	678.000
».....M ³	»	»	30	»	610	»	610	»
Pierres à faux et à rasoir.....P	»	»	»	»	»	»	»	»
Meules en grès.....M ³	»	»	7.200	34.000	»	»	»	»
Castine.....M ³	»	84.600	»	2.150	125	»	122.925	221.000
Dolomie.....M ³	»	»	»	»	»	»	2.150	5.000
Terre à porcelaine.....M ³	»	»	»	»	»	»	»	»
Terre plastique.....T	8.160	90.280	90.145	2.940	125	»	191.650	1.583.000
Marne et craie.....M ³	900	11.800	»	830	»	450	13.900	95.000
Sable.....M ³	41.341	116.115	35.380	78.282	18.950	4.000	294.068	636.000
Silex pour fatencerie.....M ³	900	21.500	»	»	»	»	22.400	218.000
Silex, gravier et pierrailles pour empierrement.....M ³	139.000	412.400	8.340	6.150	»	2.060	567.950	1.253.000
Sulfate de baryte.....T	»	9.800	»	»	»	»	9.800	54.000
Phosphate de chaux.....M ³	»	206.280	»	12.700	»	»	218.980	4.190.000
VALEURS..... fr.	2.890.000	19.981.000	7.070.000	5.542.000	1.034.000	20.000	»	36.537.000

(1) En mètres cubes = M³; en mètres carrés = M²; en tonnes = T; en nombre de pièces = P.

(2) Non compris les deux Flandres et la province d'Anvers qui d'ailleurs ne fournissent que des argiles *tertiaires* servant à la fabrication des briques, des carreaux et des tuiles, ainsi que des sables, de même formation, employés, entre autres usages, à la fabrication du verre.

(3) Tuffeau.

Le fait le plus remarquable que révèle ce tableau est l'exploitation du phosphate de chaux dans la région hesbayenne de la province de Liège.

Les valeurs créées par l'importante industrie des carrières depuis 1881 ont été les suivantes :

	Valeurs créées.
1881..... fr.	38.818.000
1882.....	42.297.000
1883.....	43.089.000
1884.....	36.939.000
1885.....	32.746.000
1886.....	32.307.000
1887.....	33.213.000
1888.....	33.379.000
1889.....	36.537.000

Comme les années précédentes, nous croyons intéressant d'indiquer le développement de l'exploitation du phosphate de chaux depuis l'origine de cette industrie en 1877.

Phosphate
de
chaux.

ANNÉES	TONNEAUX	VALEUR Francs.	Prix de la Tonne. Francs.
1877.....	3.910	135.600	34 68
1878.....	5.720	208.900	36 52
1879.....	7.700	229.300	29 78
1880.....	15.745	567.000	36 01
1881.....	30.000	1.130.000	37 67
1882.....	41.050	1.239.000	30 18
1883.....	59.800	2.284.000	38 19
1884.....	69.720	1.792.000	25 70
1885.....	162.250	3.182.000	19 60
1886.....	145.520	2.545.000	17 49
1887.....	166.900	2.604.000	15 60
1888.....	190.000	2.660.000	14 00
1889.....	218.980	4.190.000	19 13

D'où, en faveur de 1889 par rapport aux trois années précédentes, une augmentation sensible dans la production et un relèvement des prix. Mais ce relèvement pourrait provenir en partie de ce que dans certaines exploitations on a estimé la valeur des produits de l'extraction après leur avoir fait subir un premier degré d'enrichissement.

Le nombre de carrières de toutes natures, en activité, a été de 1812. Ces exploitations ont occupé 30.292 ouvriers.

§ 4. — MÉTALLURGIE.

La statistique métallurgique dressée par les ingénieurs des mines ne concerne que les établissements régis par la loi du 21 avril 1810, où l'on fond les minerais de fer, de plomb et de zinc, ainsi que les usines également soumises à cette loi, où la fonte de fer est convertie en métal brut (fer ou acier) et celui-ci ouvré en produits finis.

A. Hauts-fourneaux.

	1 ^{re} DIVISION	2 ^e DIVISION	ROYAUME	VALEUR	
				TOTALE Francs.	MOYENNE par tonne. Francs.
<i>Usines</i> { actives	9	9	18	»	»
{ inactives	6	1	7	»	»
<i>Hauts-four-</i> { actifs	15	19	34	»	»
<i>neaux</i> { inactifs	15	3	18	»	»
<i>Ouvriers</i> { Nombre	1,485	1,666	3,151	»	»
{ Salaire journalier moyen . . . fr.	2,81	2,74	2,77	»	»
<i>Minerais</i> { belges tonnes.	43,829	142,936	186,765	»	»
<i>consommés</i> { étrangers	776,034	832,135	1,608,169	»	»
<i>Scories et mitraille</i>	242,841	74,605	317,446	»	»
Fonte d'affinage tonnes.			586,776	28,562,000	48,68
— de moulage	11,155	48,521	59,676	3,688,000	61,80
— manganésifère	2,400	1,665	4,065	397,000	97,66
— Bessemer	»	165,493	165,493	10,858,000	65,61
— Thomas	»	15,116	15,116	872,000	57,69
— ouvree de 1 ^{re} fusion	1,100	»	1,100	114,000	103,45
<i>Production.</i> {	393,410	438,816	832,226	44,491,000	53,46
ENSEMBLE					

En 1888, la production avait été de 826.850 tonnes, d'une valeur globale de 40.490.000 francs.

La production en 1889, comme quantité, a donc été sensiblement celle de l'année précédente.

Le tableau suivant donne les valeurs, à la tonne, des diverses catégories de fontes produites en Belgique pendant la période de 1881 à 1889.

ANNÉES	Affinage.	Moulage.	Manganèse.	Bessemer.	Thomas.	Ouvrée de 1 ^{re} fusion.	De toutes espèces.
1881	52 ^f 11	68 ^f 35	89 ^f 07	87 ^f 81	53 ^f 66	»	58 ^f 54
1882	54 26	70 00	89 81	81 24	60 46	80 00	60 26
1883	52 32	65 63	83 16	70 38	55 56	79 63	55 60
1884	45 76	65 72	74 24	61 34	53 09	»	50 32
1885	42 53	50 88	66 46	56 22	54 96	»	45 95
1886	39 97	47 27	»	56 95	49 42	100 25	44 02
1887	41 64	49 46	69 79	53 33	50 02	90 83	45 09
1888	45 95	52 93	»	58 86	46 29	97 27	48 97
1889	48 68	61 80	97 66	65 61	57 69	103 45	53 46

L'augmentation de valeur, en 1889, a donc été notable. Mais si, indépendamment de la hausse des minerais et des salaires, on considère que chaque tonne de fonte a exigé 1^m³,19 de coke et 0^m³,03 de charbon cru, cette augmentation n'a que peu profité aux producteurs.

B. Fabriques de fer et usines à ouvrir le fer.

	1 ^{re} DIVISION	2 ^e DIVISION	ROYAUME	VALEUR	
				TOTALE Fr.	MOYENNE PAR TONNE Fr.
<i>Usines</i>	actives.....	39	65	»	»
	inactives.....	6	7	»	»
<i>Fours</i> { à puddler..... à réchauffer... autres (1).....	actifs.....	391	553	»	»
	inactifs.....	94	126	»	»
	actifs.....	151	238	»	»
	inactifs.....	38	62	»	»
	actifs.....	43	225	»	»
	inactifs.....	13	40	»	»
<i>Ouvriers</i>	Nombre.....	11,278	17,416	»	»
<i>Fonde consommée pour fer puddle</i>	Salaires journalier moyen... fr.	3,33	3,31	»	»
<i>Production en fer ébauché</i>	belge..... tonnes.	438,837	613,039	»	»
<i>Mitaille</i>	étrangère.....	46,621	61,624	»	»
<i>Production en fer corroyé</i>	—.....	410,845	571,587	49,050,000	85 81
<i>Consommations pour fers finis (2)</i>	—.....	23,278	56,942	»	»
	—.....	35,042	60,733	»	»
	—.....	45,084	93,867	»	»
	—.....	403,353	544,338	10,695,000	143 94
	—.....	46,491	96,428	»	»
	—.....	129,705	152,628	»	»
<i>Gros fers marchands</i> ... tonnes.		142,402	182,601	22,028,000	120 63
<i>Petits fers</i>		76,577	92,653	12,385,000	133 67
<i>Fers spéciaux</i>		87,225	118,464	15,680,000	132 36
<i>Fers battus</i>		4,173	5,209	1,231,000	236 32
<i>Rails</i>		4,263	4,263	531,000	124 56
<i>Fers fendus</i>		14,612	14,612	1,704,000	116 62
<i>Fers serpentés</i>		16,090	21,921	3,031,000	138 32
<i>Grosses tôles et larges plats</i>		66,432	104,317	17,167,000	164 50
<i>Tôles fines</i>		1,570	33,164	7,066,000	213 06
ENSEMBLE.....		413,344	577,204	80,819,000	140 02

(1) Dormants ou couverts. — (2) Y compris les consommations dans les usines outillées exclusivement pour ouvrir le fer.

Certaines de ces usines ont travaillé l'acier brut en produits finis, lesquels ont été reportés pour une quantité de 17.004 tonnes et une valeur de 3.310.000 francs dans les produits figurant au tableau des aciéries et des usines à ouvrir l'acier.

L'année précédente, il avait été produit 547.818 tonnes de fers finis, valant ensemble 70.057.000 francs.

Voici quelles ont été les valeurs, à la tonne, des divers fers finis, fabriqués pendant les années 1881 à 1889 :

ANNÉES	Gros fers marchands.	Petits fers.	Fers spéciaux.	Fers battus.	Rails.	Fers fendus.	Fers serpentés.	Grosses tôles et larges plats.	Tôles fines.	Fers de toutes espèces.
1881..	142 ^f 90	147 ^f 79	146 ^f 69	371 ^f 29	1422 ^f 3	129 ^f 74	179 ^f 70	183 ^f 85	245 ^f 37	161 ^f 55
1882..	147 02	158 95	148 65	336 30	151 96	133 29	190 87	187 14	260 52	166 81
1883..	138 79	144 81	146 46	287 35	139 19	134 19	171 00	187 52	240 84	159 60
1884..	127 77	130 25	132 28	286 99	127 91	128 91	166 27	166 44	225 24	144 23
1885..	115 93	119 08	118 01	239 04	126 45	109 28	136 37	148 62	211 03	128 46
1886..	106 33	113 10	111 40	245 82	109 71	98 60	126 27	133 00	203 01	119 14
1887..	106 24	113 99	115 56	241 90	110 49	102 43	123 92	132 82	184 07	119 05
1888..	113 92	118 05	124 03	233 62	117 38	111 65	129 83	146 38	201 27	127 88
1889..	120 63	133 67	132 36	236 32	124 56	116 62	138 32	164 50	213 06	140 02

D'où, en 1889, une hausse sensible des valeurs de ces produits par rapport aux quatre années précédentes, mais dont l'effet sur le bénéfice des usines a été sensiblement atténué par l'élévation des prix de la fonte, du combustible et des salaires.

C. Acières et usines à ouvrir l'acier.

	1 ^{re} DIVISION	2 ^e DIVISION	ROYAUME	VALEUR	
				TOTALE Francs.	MOYENNE par tonne. Francs.
<i>Usines.</i> { actives.....	4	4	8	"	"
{ inactives.....	"	1	1	"	"
<i>Fours à cuire</i> (Martin et autres)... { actifs.....	3	1	4	"	"
{ inactifs.....	"	1	1	"	"
<i>Convertisseurs</i> (Bessemer et autres). { actifs.....	1	9	10	"	"
{ inactifs.....	1	8	9	"	"
<i>Fours à réchauffer</i> { actifs.....	4	35	39	"	"
{ inactifs.....	"	8	8	"	"
<i>Ouvriers</i> { nombre.....	599	2,448	3,047	"	"
{ salaire journalier moyen..... fr.	3,09	3,45	3,27	"	"
<i>Fonte consommée, pour aciers bruts.</i> { belge..... tonnes.	11,756	164,982	176,738	"	"
<i>Riblons et mitraille d'acier</i> { étrangere.....	25,124	68,320	93,444	"	"
<i>Production en lingots</i> { fondus.....	4,625	23,583	28,208	"	"
{ battus (Blooms).....	28,621	225,776	254,397	25,000,000	98,27
<i>Consommations</i> { lingots fondus..	7,000	225,900	7,000	700,000	100,60
<i>pour aciers fins</i> { étrangers.....	23,076	2,093	248,976	"	"
(1)..... { belges.....	"	3,620	3,620	"	"
{ étrangers.....	"	636	636	"	"
<i>Production en produits finis</i> { Rails..... tonnes.	4,042	115,314	139,356	13,496,000	113,07
{ Bandages.....	"	14,879	14,879	2,752,000	184,96
{ Aciers laminés divers....	6,594	31,502	38,096	6,218,000	163,22
{ Aciers battus.....	"	16,748	16,748	2,370,000	141,51
{ Grosses tôles.....	"	9,362	9,362	1,665,000	167,17
{ Tôles fines.....	"	2,623	2,623	695,000	264,96
{ Fils d'acier.....	8,594	4,903	13,497	1,982,000	146,85
{ ENSEMBLE.....	19,230	495,331	214,561	29,178,000	135,99

(1) Y compris les consommations dans les usines mixtes.

Il y a lieu de remarquer que dans la production en lingots fondus de la première division ont été comptées 1.931 tonnes de pièces directement moulées, d'une valeur moyenne de 338 francs. En isolant ces pièces, la valeur de la tonne de lingots fondus se réduirait à fr. 96,44.

L'année précédente, la production en lingots fondus avait été de 231.817 tonnes; celle en lingots battus, de 11.800 tonnes; et celle en produits finis, de 185.417 tonnes.

Le tableau suivant montre les fluctuations des valeurs des divers aciers, depuis l'année 1881.

ANNÉES	Lingots fondus.	Lingots battus (Blooms).	Rails.	Bandages.	Aciers laminés divers.	Aciers battus.	Grosses tôles.	Tôles fines.	Fils d'acier.	Produits finis de toutes espèces.
1881	116 ^f 01	»	149 ^f 71	199 ^f 37	225 ^f 78	161 ^f 85	277 ^f 46	25 ^f 000	?	163 ^f 06
1882	112 03	»	134 96	200 30	234 65	158 66	276 36	274 69	340 00	160 47
1883	97 68	»	128 54	199 24	226 68	153 60	226 99	260 59	334 93	151 31
1884	93 75	110 44	116 55	168 82	163 91	136 28	193 72	265 52	290 86	133 91
1885	73 16	»	110 35	158 88	137 38	134 84	166 82	199 56	159 81	124 17
1886	69 80	93 96	105 46	138 42	120 14	133 63	158 50	191 37	132 31	116 22
1887	77 37	97 15	102 00	128 30	126 58	120 07	161 02	215 35	126 24	113 24
1888	82 79	91 02	105 62	160 62	138 37	118 03	164 70	229 85	136 50	121 50
1889	98 27	100 00	113 07	184 96	163 22	141 51	167 17	264 96	146 85	135 99

Nous pourrions reproduire ici l'observation faite à la suite du tableau concernant les valeurs des produits des fabriques de fer.

D. Fabrication du zinc. (Fonderie des minerais.)

	2 ^e Division. (1)	VALEUR	
		totale. Fr.	moyenne par tonne. Fr.
<i>Usines</i>	10	»	»
{ actives.....			»
{ inactives.....	»	»	»
<i>Fours</i>	282	»	»
{ actifs.....			»
{ inactifs.....	42	»	»
<i>Nombre moyen en activité</i> ..	32.416	»	»
{ de creusets			»
{ de moufles.....	»	»	»
<i>Ouvriers</i>	3.623	»	»
{ Nombre.....			»
{ Salaire journalier moyen. fr.	3, 26	»	»
<i>Minerais consommés</i>	22.586	»	»
{ belges			»
{ étrangers.	187.284	»	»
<i>Crasses consommées</i>	2.171	»	»
<i>Production de zinc brut</i>	82.526	38.401.000	465, 32

(1) La fabrication du zinc ne se fait que dans la province de Liège.

En 1888, la production avait été de 806.75 tonnes d'une valeur de 34.637.000 francs.

E. Fabrication du plomb et de l'argent.

	2 ^e Division. (4)	VALEUR	
		totale. Fr.	moyenne par unité. Fr.
<i>Usines actives</i>	3	»	»
<i>Fourneaux de</i> { à manche.....	16	»	»
<i>réduction.</i> { inactifs.....	8	»	»
{ à réverbère... actifs.....	3	»	»
{ inactifs.....	6	»	»
<i>Fours de coupelle</i>	4	»	»
<i>Ouvriers</i>	440	»	»
{ Nombre.....	2,70	»	»
{ Salaire journalier.....fr.	197	»	»
<i>Minerais consommés</i>	14,014	»	»
{ belges.....tonnes.	8,432	»	»
{ étrangers.... »	9,412	2,923,000	310 56
<i>Sous-produits consommés</i>	24,622	3,844,000	156 12
<i>Production</i>			
{ Plomb brut..... »			
{ Argent.....kilogr.			

(4) La fabrication du plomb et de l'argent n'existe que dans la province de Liège.

La production de ces métaux avait été, l'année précédente, de 10.921 tonnes de plomb et de 29.329 kilogrammes d'argent valant respectivement 3.601.000 francs et 4.597.000 francs.

Le tableau ci-après donne les valeurs moyennes du zinc, du plomb et de l'argent produits dans le Royaume pendant la période de 1881 à 1889 :

ANNÉES	ZINC	PLOMB	ARGENT
	(la tonne).	(la tonne).	(le kilogr.).
	Francs.	Francs.	Francs.
1881.....	382 74	347 04	189 05
1882.....	387 16	340 72	186 03
1883.....	363 11	301 87	178 67
1884.....	343 72	266 03	184 21
1885.....	334 35	264 31	177 70
1886.....	339 60	309 98	166 36
1887.....	360 86	318 20	160 09
1888.....	429 34	329 73	156 74
1889.....	465 32	310 56	156 12

La valeur du zinc a donc poursuivi, en 1889, sa marche ascensionnelle; celle de l'argent est restée à peu près ce qu'elle était en 1888.

F. Mouvement commercial.

Ce mouvement, en ce qui concerne les produits sidérurgiques ainsi que le plomb et le zinc non ouvrés, est indiqué dans le tableau suivant :

PRODUITS.	PRODUCTION	IMPORTATION	EXPORTATION	CONSUMMATION
	—	—	—	INDIGÈNE
	Tonnes.	Tonnes.	Tonnes.	Tonnes.
Fer (fonte brute)...	832.226	238.361	14.773	1.055.814
Fer (produits finis)...	577.204	19.560	333.211	261.553
Acier (lingots).....	261.397	6.532	3.168	265.761
Acier (prod. finis)...	214.561	5.844	115.049	105.356
Zinc (non ouvré)...	82.526	5.113	67.489	20.150
Plomb (non ouvré)...	24.622	30.312	20.070	34.864

§ 5. — MACHINES A VAPEUR (1).

La statistique des appareils à vapeur accuse pour tout le royaume 17.842 générateurs et 17.108 moteurs d'une force de 859.412 chevaux. Le tableau ci-après indique, par province et pour tout le pays, leur répartition dans les différents genres d'industrie.

Ce tableau accuse, sur la situation de 1888, des augmentations de 242 générateurs, de 308 moteurs et de 37.424 chevaux-vapeur.

(1) Le service administratif des machines à vapeur est réparti comme suit :

Aux mines : 1° Les machines et les chaudières établies dans les mines, les minières et les carrières souterraines du pays, ainsi que celles des usines métallurgiques régies par la loi de 1810 ; 2° les autres machines et chaudières fonctionnant dans les provinces de Hainaut, de Liège, de Namur et de Luxembourg, à l'exception de celles du chemin de fer de l'Etat et des voies navigables.

Aux ponts et chaussées : 1° Les machines et les chaudières fonctionnant sur les voies navigables du Royaume ; 2° les autres machines et chaudières établies dans les provinces de Brabant, d'Anvers, de la Flandre orientale, de la Flandre occidentale et de Limbourg, à l'exception de celles du chemin de fer de l'Etat, de la marine et de certaines autres qui ressortissent spécialement au service des mines.

Aux chemins de fer : Les machines et les chaudières affectées au service du chemin de fer de l'Etat.

A la marine : Les machines et les chaudières affectées au service de la marine de l'Etat et des lignes maritimes postales, subsidiées par l'Etat.

Récapitulation des appareils à

NATURE DES INDUSTRIES			ANVERS			BRABANT			FL. OCCIDENTALE			FLANDRE ORIENTAL		
			GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS	
				Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.
Charbonnages	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Mines métalliques	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Carrières et scieries de pierres	5	5	96	40	33	880	"	"	"	4	4	"	4	"
Métallurgie et travail des métaux	51	59	693	498	489	3,593	46	46	83	56	56	37	56	37
Fabrication de machines et d'outils	47	43	644	53	44	774	34	32	199	34	34	38	34	38
Fabriques d'armes	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Verreries	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Fabriques de porcelaines et de faïences	"	"	"	5	6	48	41	41	454	"	"	"	"	"
Fabrique de produits chimiques	36	37	433	75	74	4,058	43	40	429	25	45	31	45	31
Préparation et travail du bois	41	37	799	74	74	4,407	30	30	344	61	61	91	61	91
Industrie de la laine	45	43	468	48	23	4,907	5	3	83	44	8	48	44	8
Id. du coton et de la soie	"	"	"	26	30	4,352	4	4	22	458	96	10,38	458	96
Id. du lin	40	7	568	16	44	982	463	453	3,446	484	408	14,71	484	408
Blanchisseries et teintureries	15	8	454	74	51	679	47	34	543	64	49	81	64	49
Battage des grains	6	6	38	56	56	453	478	478	4,224	56	56	31	56	31
Mouture des grains	79	72	3,534	407	95	3,450	442	440	2,384	276	274	4,41	276	274
Brasseries et distilleries	141	144	2,924	247	216	3,645	437	435	4,492	230	220	4,71	230	220
Fabriques de sucre	89	47	747	78	449	2,524	45	23	327	67	73	4,01	67	73
Id. d'huile	20	48	427	25	22	455	65	65	4,274	95	94	4,81	95	94
Papeteries	63	22	4,247	95	78	3,862	3	3	46	40	8	51	40	8
Imprimeries typographiques	44	44	62	24	47	445	8	7	71	7	6	"	7	6
Usines diverses	354	282	7,984	623	307	5,398	160	132	887	298	263	4,51	298	263
Navigation. { Service de l'Etat. { Machines fixes	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Navigation. { Service de l'Etat. { Bateaux à vapeur	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Navigation. { Service des particuliers. { Machines fixes	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Navigation. { Service des particuliers. { Bateaux à vapeur	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Chemin de fer. { Service de l'Etat. { Machines fixes	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Chemin de fer. { Service de l'Etat. { Locomotives	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Chemin de fer. { Service des particuliers. { Machines fixes	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
Chemin de fer. { Service des particuliers. { Locomotives	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
TOTAUX	933	841	20,809	1,864	1,442	32,609	1,025	973	42,033	1,630	1,415	39,6	1,630	1,415

vapeur existant au 31 décembre 1889.

HAINAUT			LIÈGE			LIMBOURG			LUXEMBOURG			NAMUR			LE ROYAUME		
GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS		GÉNÉRATEURS Nombre.	MOTEURS	
	Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.		Nombre.	Force en chevaux.
641	4.476	90.701	571	555	30.245	"	"	"	"	"	"	57	53	3.388	2.269	2.084	124.304
"	"	"	47	39	1.920	"	"	"	2	3	90	10	3	340	59	45	2.350
427	433	7.959	47	47	294	3	3	51	42	42	435	77	75	4.228	582	599	40.652
751	710	22.256	657	796	20.727	3	3	9	33	27	1.576	77	72	2.469	4.842	4.928	51.482
345	370	4.642	205	273	3.290	4	4	6	4	4	44	29	29	203	749	827	40.452
"	"	"	55	58	791	"	"	"	"	"	"	"	"	"	55	58	791
405	82	3.462	24	46	294	"	"	"	"	"	"	34	21	2.834	463	419	6.587
62	51	4.475	"	"	"	"	"	"	"	"	"	22	19	303	400	87	4.977
50	45	614	9	8	414	3	2	59	2	4	5	43	36	368	256	225	3.439
84	86	932	65	63	527	5	5	58	28	26	312	30	30	321	418	412	5.585
28	23	698	302	265	12.077	"	"	"	"	"	"	45	9	377	424	344	46.097
23	42	4.174	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	208	439	42.873
45	9	592	9	7	312	4	4	2	"	"	"	6	6	50	401	302	17.384
42	7	34	77	58	1.875	"	"	"	"	"	"	"	"	"	289	207	4.170
146	146	925	92	92	531	"	"	"	3	3	46	56	56	412	593	593	3.917
200	188	3.436	83	74	4.477	44	45	422	10	10	447	41	36	856	952	901	49.525
377	369	3.097	90	84	617	38	41	454	14	14	74	60	63	527	4.334	4.283	44.320
299	448	4.981	441	492	2.548	24	34	370	"	"	"	32	61	887	695	999	43.406
8	9	475	4	4	4	2	2	57	"	"	"	4	4	8	217	209	4.200
3	6	96	58	66	4.969	"	"	"	4	"	"	42	20	827	275	203	8.609
46	45	71	45	43	41	"	"	"	4	4	3	4	4	41	89	77	449
576	571	8.404	329	333	4.444	20	48	72	9	7	58	50	50	547	2.416	1.963	32.296
Ensemble...															14.386	43.604	364.235
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	7	5	401
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	56	26	6.015
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	22	49	601
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	253	290	24.406
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	484	227	2.577
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	4.864	4.864	316.480
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	56	56	354
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	4.020	4.020	448.243
168	5.076	155.724	2.847	3.010	84.037	114	125	1260	119	108	2.430	686	644	45.653	47.842	47.408	859.412

§ 6. — ACCIDENTS.

A. Mines, minières, carrières souterraines
et usines métallurgiques.

Les officiers des mines ont constaté, en 1889, dans les mines, minières, carrières souterraines et usines métallurgiques du Royaume, par procès-verbaux d'enquête, 243 accidents ayant occasionné la mort de 161 ouvriers et des blessures graves à 114 autres.

Voici comment ces accidents se sont répartis :

	Accidents.	Tués.	Blessés.
	—	—	—
Charbonnages	218	147	101
Mines métalliques et minières. . . .	3	1	2
Carrières souterraines	4	1	5
Usines métallurgiques	18	12	6
	243	161	114

Les ouvriers employés aux charbonnages ayant été de 108.382, la proportion des tués dans ces exploitations (intérieur et surface réunis) se trouve être de 1,36 par 1.000 travailleurs. Cette proportion n'avait jamais été aussi restreinte pour l'ensemble des charbonnages, sauf en 1883, où elle était descendue à 1,33.

L'année précédente, en 1888, la proportion avait été de 1,75.

Voici, pour les deux années, comment s'est établie la proportion des ouvriers tués dans les six arrondissements miniers du pays :

Par 1.000 ouvriers.		
	1889	1888
1 ^{er} arrondissement (Couchant de Mons) . .	1,27	2,44
2 ^e id. (Centre et partie occidentale de Charleroi.	1,43	1,30
3 ^e id. (Charleroi.)	1,34	1,63
4 ^e id. (Province de Namur) .	1,19	2,57
5 ^e id. (Province de Liège.		
Rive gauche de la Meuse.) . . .	1,66	1,38
6 ^e id. (Province de Liège. Rive		
droite de la Meuse.)	1,13	1,50

La proportion varie beaucoup d'une année à l'autre dans la province de Namur. La population charbonnière y étant peu nombreuse, une ou deux victimes en plus ou en moins influent beaucoup sur le résultat annuel.

La proportion moyenne par année a été de 2,13 pour tout le pays, en envisageant la période décennale 1880-1889.

Le tableau ci-après classe les victimes de l'industrie charbonnière, en 1889, par nature d'accident :

			HAINAUT			
NATURE DES ACCIDENTS			NOMBRE DES			
			Accidents.	Tués.	Blessés.	
Accidents à l'intérieur des travaux.	Accidents survenus dans les puits, tourets ou descenderies servant d'accès aux travaux souterrains (1).	à l'occasion de la translation des ouvriers	10	6	11	
		par les câbles, cages, cuffats, etc.	"	"	"	
		par les échelles.....	2	1	1	
		par les fahrkunst.....	2	1	1	
		par éboulements, chutes de pierres ou de corps durs.	5	5	"	
		dans d'autres circonstances (2).....	"	"	"	
	Accidents survenus dans les puits intérieurs et les cheminées d'exploitation....	par l'emploi des câbles....	"	"	"	
		dans d'autres circonstances (2).....	3	3	"	
	Eboulements, y compris les chutes de pierres et de blocs de houille, etc., dans les chantiers et les voies.....		67	49	21	
	Accidents causés par le grisou.	Dégage ment normal.	Inflammations dues	1	1	2
			aux coups de mines.....	1	"	4
			aux appareils } Ouverture de lampes....	2	1	3
			d'éclairage. } Défectuosités, bris, etc..	1	"	2
			à des causes diverses ou inconnues..	1	1	"
			Asphyxies.....	"	"	"
		Irruptions subites suivies	d'inflammations.....	3	7	"
			d'asphyxies, de projections de charbon ou de pierres, etc.....	1	1	"
	Asphyxies par d'autres gaz que le grisou.....		"	"	"	
	Coups d'eau.....		10	1	10	
	Emploi des explosifs	Minage.....	1	"	1	
		Autres causes.....	13	6	7	
	Transport et circulation des ouvriers.	sur voies de niveau ou peu inclinées....	1	1	"	
		sur voies inclinées } par hommes et chevaux.....	26	12	14	
	où le transport se fait } par treuils ou poulies.....	1	"	1		
		par traction mécanique.....	11	6	5	
Causes diverses (3).....						
TOTAUX POUR L'INTÉRIEUR.....			162	102	83	
Accidents à la surface.	{	Chutes dans les puits.....	2	2	"	
		Manœuvres de véhicules.....	1	"	1	
		Machines et appareils mécaniques.....	2	2	"	
		Causes diverses.....	1	1	"	
TOTAUX POUR LA SURFACE.....			6	5	1	
TOTAUX GÉNÉRAUX.....			168	107	84	

	ACCIDENTS	TUÉS	BLESSÉS
Usines (non compris les accidents d'appareils à vapeur).....	18	12	5

B. Appareils à vapeur.

7 chaudières ont donné lieu à des explosions ou à des déchirures qui ont causé la mort de 6 ouvriers et des brûlures à 8 autres.

§7. — CAISSES COMMUNES DE PRÉVOYANCE EN FAVEUR DES OUVRIERS
MINEURS ET CAISSES PARTICULIÈRES DE SECOURS.

Les recettes des six Caisses communes de prévoyance, en 1889, se sont chiffrées comme suit :

Retenues sur les salaires.....	334.007 53
Cotisations des exploitants.....	1.377.108 06
Subvention de l'Etat.....	44.474 99
Subvention des Provinces.....	9.800 00
Autres recettes	266.828 38
Total.....	2.032.218 96

Les dépenses ont été les suivantes :

Pensions.....	1.421.704 72
Secours.....	545.372 76
Autres dépenses	2.442 63
Frais d'administration.....	42.348 20
Total.....	2.011.868 31

Les recettes ont donc dépassé les dépenses de fr. 20.350 65. Mais dans les recettes et, par suite dans le boni, figure une somme de fr. 18.397 09 de plus-value des titres à la réserve de la Caisse du Centre.

L'avoir de toutes les Caisses s'élevait, fin 1889, à la somme de fr. 5.936.020 76, ce qui représentait à peine trois fois les charges annuelles évaluées à 1.963.180 francs.

Les Caisses particulières de secours ont reçu fr. 1.548.942 49, dont fr. 1.266.963 14 en cotisations des exploitations. Les dépenses ont été de fr. 1.521.091 31.

L'ensemble des dépenses des Caisses de prévoyance et des Caisses de secours a donc été, en 1889, de 3.532.959 francs.

Bruxelles, août 1890.

PRIX-COURANTS

DES

CHARBONS ET COKES — FONTES, FERS ET ACIERS, ET MÉTAUX DIVERS

AU 1^{er} AOUT 1891.

CHARBONS ET COKES

A Saint-Etienne.

	la tonne.	
Pérats, bonne qualité	30f,00	32f,00
— qualité ordinaire	26,00	29,00
Grelassons et débris, premier choix	24,00	26,00
— — deuxième choix	21,00	23,00
Petites chatilles lavées	20,00	21,50
— non lavées	17,00	18,00
Grenettes lavées	17,00	18,00
Malbroug	20,00	23,00
Charbon pour gaz, première qualité	" 20,00	
— — deuxième qualité	" 19,00	
Menu de forge, première qualité	22,00	25,00
— — deuxième qualité	20,00	21,00
Menu lavé forge	19,00	21,00
Charbon de chauffage, première qualité	16,00	18,00
— — deuxième qualité	13,00	15,00
Menu pour la grosse forge	16,00	17,00
Menu pour fours à chaux	11,00	12,00
Menu fin ordinaire	13,00	15,00
Agglomérés	22,00	25,00
Coke lavé, premier choix	33,00	38,00
— deuxième —	28,00	33,00
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	25,00	27,00
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage	30,00	35,00
— escarbilles	12,00	15,00

Houillères de Rive-de-Gier.

Pérats	" "
Grêles	25,00 30,00
Chatilles	20,00 26,00
Malbroug	20,00 22,00
Menu	15,00 18,00
Agglomérés	21,00 23,50
Coke lavé	33,00 38,00
Coke non lavé	27,00 29,00
Agglomérés ovoïdes	" 21,00

Nord et Pas-de-Calais.

Tout venant	18,50 à 20,50	la tonne.
Grosse houille	26,50 à 28	—
Gailleries	25,50 à 27,50	—
Criblés à 30 ^m /m	23 à 23,50	—
— à 10 ^m /m	22	—
Menu	15 à 16	—
Gros coke lavé	24	—

FONTES, ACIERS ET FERS

Fonte ordinaire	74	francs la tonne.
— mi-fine	94	—
— fine	115	—
— épurée (système Rollet)	175	—
Aciers Martin laminés au grand mill (suivant qualité)	26 à 40	— les 100 k.
— — — — — moyen mill —	28 à 42	—
— — — — — petit mill —	38 à 50	—
Acier extra doux laminé au grand mill	23	—
— — — — — moyen mill	27	—
— — — — — petit mill	35	—
Acier fondu au creuset pour outils	120 à 175	—
— chromé	200 à 225	—
Fers laminés au grand mill (suivant qualité)	22 à 30	—
— — — — — moyen mill —	27 à 36	—
— — — — — petit mill —	30 à 40	—
Tôles de fer N ^{os} 2	25	—
— — — — — 3	27	—
— — — — — 4	30	—
— — — — — 5	35	—
— — — — — 6	39	—
— — — — — 7	42	—
Tôles acier construction	25	—
— — — — — chaudière	32	—
Fers marchands ordinaires	18	—
Aciers marchands ordinaires	22	—
PARIS. Fers marchands	16,50	—
— — — — — à planchers	17,50	—
NORD. Fers n ^o 2	15	—
— — — — — à planchers	15,50	—
— — — — — Tôles n ^o 2	18	—
BELGIQUE. Fers marchands	13	—
— — — — — Poutrelles	12,75	—

Cours des métaux.

CUIVRE : Londres : Chili ordinaire	137,20	les 100 kil.
Paris : Chili en barres, 1 ^{re} qualité	140 à 145	—
ZINC : Londres : marques ordinaires	59,40	—
— — — — — marques spéciales	59,65	—
Paris : Silésie	63,50	—
PLOMB : Londres	31 à 31,25	—
Paris	32 à 32,75	—
ETAIN : Londres : Détroits	230	—
Paris : Banca	248,75	—
— — — — — Billiton	241,25	—

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ

1^{re} Publications périodiques.

Annales des Mines, tome XVIII, 6^e livr. de 1890 (8^e série) ; tome XIX, 1^{re} et 2^e livr. de 1891 (8^e série).

Annales des Ponts et Chaussées — Annuaire du Personnel : janvier, février, mars, avril et mai 1891.

Annales industrielles, 22 numéros.

Association amicale des élèves de l'Ecole nationale supérieure des mines : bulletins d'octobre, novembre, décembre 1890 ; 27^e Annuaire 1890-1891 ; bulletins de janvier, février, mars, avril, mai 1891.

Association française pour l'avancement des Sciences : 19^e session, Limoges, 2^e volume, 1890.

Bulletin de la Société d'Encouragement : janvier, février, mars, avril, mai, juin 1891.

Bulletin de la Société d'Agriculture de la Loire : tome X, 2^e série (1890), 3^e livr. et 4^e livr ; tome XI, 2^e série (1891), 1^{re} et 2^e livr.

Bulletin technologique de la Société des anciens élèves des Ecoles nationales d'arts et métiers : 1^{re}, 2^e, 3^e, 4^e, 5^e, 6^e et 7^e livr. (1891).

Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse : Bulletins de janvier, février, mars, avril, mai, juin 1891.

Bulletin de l'Union des charbonnages : 23^e année ; nos 1, 2, 3, 4, 5, 6 (1891).

Le Génie Civil : tome XVIII, 9 numéros ; tome XIX, 13 numéros.

Jurisprudence générale, par Dalloz : 12^e cahier de 1890 ; 1^{er}, 2^e, 3^e, 4^e, 5^e et 6^e cahiers de 1891.

Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils : Annuaire de 1891 ; janvier, février, mars, avril et mai 1891.

Moniteur des Intérêts matériels : 21 numéros.

La Nature (Revue) : 19^e année, 30 numéros.

Revue de la Législation des mines, par E. Delecroix : janvier-février ; Statistique des houillères en France et en Belgique, 1 vol., mars-avril, mai-juin 1891.

- Revue universelle des Mines et de la Métallurgie : tome XIII, janvier, février, mars : tome XIV, avril, mai 1891.
- Proceedings of the South-Wales institute of Engineers : volume XVII, novembre 1890 et avril 1891.
- Iron, the Journal of sciences metal and manufactures : volume XXXVII, 26 numéros ; volume XXXVIII, 4 numéros.
- The Engineering and mining Journal : tome LI, 26 numéros ; tome LII, 3 numéros.
- Royal Society of New-South-Wales : volume XXIV, 1^{re} partie (1890).
- Smithsonian Institution Report : Smithsonian Report 1888 ; Smithsonian Report U. S. national Museum 1888 ; California State Mining Bureau W. M. Ireland, Jr. — State Mineralogist Tenth Annual Report of the State Mineralogist for the Year Ending. — December 1, 1890, avec plusieurs cartes.
- Berg und hüttenmännisches Jahrbuch zu Leoben : tome XXXIX, 1^{re} et 2^e livraisons (1891).
- Verhandlungen der K.K. Geologischen Reichsanstalt ; nos 1, 2, 3, 4, 5, 6 et 7 (1891).
- Oesterreichisches Zeitschrift für Berg und Hüttenwesen, tome XXXIX, 26 numéros ; tome XL, 4 numéros.
- Zeitschrift der deutschen geologischen gesellschaft : tome XLII, 4^e livraison (1890).
- Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen Wesen : tome XXXIX, 1^{re} et 2^e livraisons avec atlas (1891).
- Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure : tome XXXV, 30 numéros, annuaire (1891).
- Zeitschrift für das Deutsche Eisenhüttenwesen : tome XI, nos 1, 2, 3, 4, 5, 6 et 7 de 1891.
- Giornale del Genio civile, Rome : janvier, février, mars, avril 1891.
- Boletin de minas y construcciones, de Lima : 7^e année, nos 1, 2, 3 et 4 de 1891.
- Revista minera metallurgica y de Ingeniera : 28 numéros.
- Jern Kontorets Annaler ny serie Tidskrift for Svenska Bergshandteringen, Fyrattondefemte årgång : 1^{re}, 2^e et 3^e livraisons de 1891.

2^e Dons faits à la Société.

- Revista del Servizio Minerario nel 1889, 1 vol. (Italie).
- Le Minière di Mercurio del Monte Amiata, monographie de P. de Ferrari, 1 vol. 1889 (Italie).
- La Miniera cuprifera di Montecatini, memoire par l'Ingénieur Schneider, 1 vol. 1889 (Italie).
- Numismatique de la France, par Anatole de Barthélemy, 1^{re} partie, 1 brochure (1891).

Transactions of the Meriden Scientific Association, volume IV, 1889-1890.

L'Institut des Mines à Saint-Pétersbourg, 2 vol., 1890 et 1891.

Traité pratique de Chimie métallurgique, par le Baron de Jonstorff, 1 vol. in-8°, 1891.

La Chambre de Commerce de Saint-Etienne et les Industries de la circonscription (1833-1890), par M. Thiollier, 1 vol. in-8°, 1891:

Notice sur l'évaporation dans les générateurs non alimentés, par M. Haton de La Goupillière.

Précis analytique des travaux de l'Académie de Rouen pendant l'année 1889-1890, 1 vol. in-8°, 1891.

Bibliographie des travaux historiques et archéologiques, par Robert de Lasteyrie et Eugène Lefèvre-Pontalis, tome II, 2^e livraison, 1 vol. in-4° 1891.

Châtillon et Commentry, Tréfileries et câbles, 1 vol. relié, 1890, 2 exemplaires.

ASSEMBLÉE GÉNÉRALE ORDINAIRE DU 17 MAI 1891

Présidence de M. LESEURE,

Ingénieur en chef des Mines, Directeur de l'Ecole des Mines,
Vice-Président de la Société.

La séance s'ouvre à 2 heures 1/2.

47 membres ont signé la feuille de présence.

M. Tauzin, secrétaire général, donne lecture du procès-verbal de la précédente Assemblée générale. Ce procès-verbal est mis aux voix et adopté.

M. le Président prend la parole et rend compte en ces termes de la marche de la Société pendant l'année 1890-1891 :

MESSIEURS ET CHERS COLLÈGUES,

Notre dévoué et éminent Président M. Castel, inspecteur général des mines, retenu à Paris par des devoirs de famille et des affaires de service, m'a prié de vous exprimer ses plus vifs regrets de ne pouvoir assister à votre Assemblée générale, comme il n'avait cessé de le faire régulièrement et avec tant de plaisir depuis que vous lui aviez confié la présidence de votre Société. Il espère bien être exact au rendez-vous l'an prochain. Il m'a chargé de vous présenter à sa place le compte-rendu des travaux et de la situation de notre Société pour l'année 1890. C'est à cette circonstance exceptionnelle que je dois le grand honneur de vous présider aujourd'hui.

Les recettes ont présenté cette année un excédent

sur les dépenses de 6.671 francs, et votre avoir s'est accru d'une somme égale. Vous voyez par là que, même en faisant la part d'une observation de votre Commission de comptabilité tendant à atténuer le chiffre de cet accroissement, notre Société est rentrée dans une période normale et que nous avons droit de compter pour l'avenir sur l'amélioration progressive de notre actif social.

Le nombre des membres de la Société est sensiblement le même que l'an dernier, soit 1.058. Le tirage du *Bulletin* est toujours de 1.250 exemplaires et celui des *Comptes-rendus mensuels* de 1.300. Les libraires ont placé 87 exemplaires du *Bulletin*; 40 ont été livrés à titre d'échange avec d'autres publications et 17 ont été remis à titre gratuit à des établissements publics.

Voici un aperçu de nos publications pendant l'année 1890 :

La première livraison du *Bulletin* a été consacrée aux procès-verbaux des visites faites à l'Exposition formant ensemble une description méthodique des objets et appareils divers exposés dans les classes 48, 51 et 52, description complétée au besoin par des renseignements sur la consistance des grands établissements industriels et sur la mise en œuvre des procédés de fabrication nouveaux. A l'occasion des collections d'échantillons de minerais et des cartes des gîtes minéraux, nous avons une série de monographies instructives sur les gisements de minerai les plus importants de la France, des colonies et de l'étranger. Il ne serait pas possible de mentionner au long tout ce que contient cette livraison. Nous nous bornons à constater l'intérêt qu'elle présente, soit par le vaste panorama qu'elle remet sous nos yeux des grandes et belles

choses exposées par les Compagnies minières et métallurgiques et par les principaux constructeurs de la France et de l'étranger, soit par l'inventaire qu'elle laissera de l'état de l'industrie et de ses modes de fabrication en 1889.

Nous devons être reconnaissants envers les ingénieurs qui ont bien voulu nous prêter pour la rédaction des procès-verbaux de visite un concours si actif et si précieux, et je vous prierai de leur en témoigner l'expression par un vote spécial consigné dans votre délibération de ce jour.

Voici les noms de ces Messieurs :

MM. Petitjean, Dorian, Durassier, Lauras, Lebel, de Marchena, Steinman, Chevalier, Botassi, Wourgaft, Schmidt, Ménard.

La 3^e livraison contient :

1^o Notice de M. Manigler sur le mode de formation du pétrole, sur la composition des pétroles divers et sur les gisements les plus connus de l'Europe et du Caucase ;

2^o Note de M. Plichon sur les exploitations, les salaires, les prix de revient et les moyens de transport et d'embarquement d'un certain nombre de charbonnages du nord de l'Angleterre et de l'Ecosse ;

3^o Note de M. Rossigneux sur les ventilateurs déprimogènes et sur les conditions de la comparaison à établir pour le rendement manométrique et le rendement mécanique entre les ventilateurs Ser et Guibal ;

4^o Mémoire de M. Ichon sur l'exploitation souterraine des ardoisières d'Angers et sur les avantages à attendre de la substitution de la méthode d'abatage en remontant à la méthode en descendant ou méthode par gradins droits. Ce mémoire, très étudié, renferme tous les détails utiles et intéressants sur le travail d'abatage

et sur les travaux spéciaux d'entretien des parois, sur les prix de revient et sur l'organisation générale de la production.

Dans la 4^e livraison, nous trouvons :

1^o Une note très intéressante de M. Plichon sur la situation ouvrière en Angleterre, note dans laquelle il aboutit à cette conclusion : que si le mineur anglais a un salaire plus élevé, le mineur français jouit d'un bien-être plus grand, parce que la vie est moins chère pour lui ;

2^o Note sur les gisements de galène argentifère de Genolhac et de Chassezac, par M. Gayet, avec la description des nouveaux appareils de lavage de M. Castelnau, crible circulaire à compartiments en toile mobile inclinée en travers (en caoutchouc) pour le traitement des schlamms ;

4^o Note sur les travaux de la section technique du Congrès international des accidents du travail, par M. Mortier, complétée par la description des dispositions les plus remarquables imaginées pour prévenir les accidents de fabrique. Les dessins ont été empruntés aux planches de la magnifique publication faite au nom de l'Association de Mulhouse par les soins et aux frais de son président M. Engel-Dolfus. Un exemplaire en a été adressé gratuitement à la bibliothèque de notre Société sur la demande de M. Linder, inspecteur général des mines, président du Congrès ;

4^o Mémoire sur les travaux de la section de statistique et de législation du même Congrès, par M. Michel. Après avoir passé brièvement en revue les mesures prises en France et à l'étranger en vue de prévenir les accidents et relatées en détail dans les rapports spéciaux présentés au Congrès par MM. Olry, Laporte, Compère et Mamy, l'auteur du mémoire s'est

attaché à faire ressortir les points essentiels qui ont été particulièrement traités et discutés dans les rapports et dans les délibérations du Congrès. Il s'agissait d'une question bien grave et bien actuelle, puisqu'elle avait pour objet de définir légalement le risque professionnel et de fixer la part de responsabilité à imposer pour tous les accidents sans exception aux chefs d'industrie. Je ne puis m'empêcher d'appeler votre attention sur les arguments de M. Morisseaux, directeur de l'industrie au Ministère de la Belgique, et de M. Aguillon, ingénieur en chef des mines. M. Morisseaux ne saurait admettre que les grands inventeurs comme Papin, Watt, Stephenson, Jacquard, en imaginant des procédés nouveaux de production, eussent ouvert une source nouvelle de catastrophes et de douleurs pour l'humanité. En fait, la statistique prouve bien nettement que si les inventions nouvelles ont développé la puissance du travail, elles ont diminué notablement les accidents, pourvu qu'on ait soin de les rapporter au nombre réel des ouvriers employés.

M. Aguillon a fait remarquer que la question de garantie contre les conséquences de la maladie intéresse plus les ouvriers que celle de la garantie contre les accidents du travail, puisque dans plusieurs industries, et notamment dans les mines, le nombre des journées de chômage, par suite des maladies, est plus élevé que celui résultant des accidents. La première a été résolue par l'admirable développement des Sociétés mutuelles de toute forme. La même voie ne serait-elle pas à suivre pour la réparation des accidents ? Il faudrait et il suffirait que la loi aidât et favorisât la formation d'organismes régionaux permettant d'effectuer cette réparation sous le seul empire des mœurs et de la liberté.

Pour les personnes désireuses de voir cette question

brûlante se résoudre pacifiquement, il semble que ce soit là la vraie solution, parce qu'elle présente seule la flexibilité nécessaire pour se plier aux situations financières très inégales des diverses entreprises.

Le mémoire de M. Michel est un résumé très fidèle et très complet de tous les rapports et de toutes les délibérations du Congrès international des accidents. Pour ma part, après avoir lu dès les premiers jours les deux gros volumes publiés par le Comité du Congrès, j'ai éprouvé la plus vive satisfaction à en voir tout le contenu rassemblé en un tableau si exact, si clair et si concis, et je rends hommage au travail et au talent de l'auteur.

5° Relation des expériences par lesquelles MM. Leclère et Holtzer ont démontré l'impossibilité d'enflammer un mélange explosif de grisou par les étincelles d'un pic ;

6° Note de M. Rateau sur les plus grandes vitesses tangentielles qu'il est permis de réaliser avec les corps tournants, sans danger de rupture, par l'action de la force centrifuge.

Notre *Bulletin* mensuel a fourni, comme les années précédentes, un contingent très important de renseignements sur les diverses questions qui intéressent l'art de l'exploitant de mines et de l'ingénieur. Voici le résumé des publications de l'année 1890 :

Géologie :

Détermination des failles de Villebœuf et du Gagne-Petit dans la région de Patroa, par M. Termier ;

Composition de l'étage carbonifère du Bas-Boulonnais, par M. Breton.

Exploitation des mines :

Percement rapide des galeries au rocher, par M. Lombard.

Gisement et exploitation des mines de Saint-Eloy ;
 Gisement et exploitation des schistes de Menat ;
 Chevalement et fer des mines de Dourges ;
 Moyen de conduire les machines d'extraction, par
 M. Rodde ;

Asservissement des machines d'extraction, par M.
 Clair ;

Treuils de mines de MM. Galland et Levet ;

Transport aérien et application de l'excavateur dans
 les carrières à remblais des mines de Blanzey ;

Effet de diverses préparations pour la durée des bois
 de mine à Commentry ;

Procédé de sondage de M. Raveaud ;

Application de l'électricité au tirage des coups de
 mine à Rochebelle ;

Lampes électriques Pollack et Stella ;

Expériences sur les explosifs de sûreté aux mines
 d'Anzin ;

Notes sur l'installation d'un ventilateur Rateau
 aux mines de Cransac et sur la théorie des ventila-
 teurs ;

Explosion de poussières aux mines de La Machine ;

Emploi de l'oxygène pur pour les premiers secours
 à donner aux asphyxiés, par M. de Place.

Préparation mécanique :

Rivage des mines de Marles ;

Utilisation de la chaleur perdue dans la carbonisa-
 tion de la houille.

Métallurgie :

Régénération des mares de soude, par M. Péchiney ;

Procédé Weldon-Péchiney pour la production du
 chlore ;

Appareils Cordier pour essais des métaux ;

Lunette pyrométrique ;

Récentes découvertes sur le magnétisme de l'acier au nickel (Note de M. Brutslein).

Générateurs et moteurs à vapeur :

La turbine à vapeur Parsons, par M. Rateau ;

Etude de M. Rateau sur les turbines à vapeur et note de M. Mortier sur le même sujet.

Mécanique :

Utilisation des forces hydrauliques produites par les travaux d'alimentation d'eau de la ville de Saint-Etienne, par M. Clermont ;

Pose de la poutre centrale du pont du Forth, par M. Villiers ;

Monte-charges à vapeur des houillères de Commentry ;

Etude sur les dynamomètres à transmission et sur le dynamomètre optique, par M. Rateau ;

Emplois divers de l'asphalte coulé et de l'asphalte comprimé ;

Application de la détente Ridder aux machines d'extraction.

Electricité :

Pile-bloc à liquide immobilisé.

Questions économiques :

La situation houillère à Saarbruck et dans la Haute Silésie ;

Les dernières grèves de Charleroi ;

La situation ouvrière dans les mines de Westphalie, de l'Angleterre et de la France.

Les réunions mensuelles de 1890 ont été bien suivies et ont donné lieu à de nombreuses et importantes communications. Nous nous plaçons à espérer que la moisson de 1891 sera aussi fructueuse. Nous faisons de nouveau appel au concours de nos jeunes et intelligents

collègues qui ont à chaque instant dans leurs services l'occasion d'étudier à fond les détails ou l'ensemble de l'outillage et de l'organisation industrielle. Qu'ils nous tiennent au courant des progrès réalisés, et en même temps qu'ils apporteront des matériaux pour les publications de nos *Comptes-Rendus mensuels*, ils trouveront dans l'échange des communications mutuelles des indications utiles pour les mettre sur la voie d'améliorations à introduire ou de procédés nouveaux à réaliser. C'était même l'un des objets principaux que visaient les fondateurs de notre Société. J'ai omis à dessein de vous parler dans ce qui précède de la 2^e livraison du *Bulletin*. Elle mérite une mention à part parce qu'elle se rattache à la grande œuvre entreprise sur l'initiative de M. Fayol pour l'étude du bassin houiller de Commen-try.

La publication sera terminée à coup sûr l'an prochain et elle l'aurait été cette année même si la maladie n'avait pas retardé M. Brongniart dans la préparation du texte et des planches concernant l'entomologie.

Cette 2^e livraison de 1890 comprend la partie de la flore fossile que M. Renault s'était chargé d'étudier et de rédiger. Ce que les personnes compétentes comme M. Grand'Eury y reconnaissent de plus spécialement intéressant, c'est la description du genre *Titanophyllum*, inconnu partout ailleurs que dans le bassin de Commen-try, et du genre *Zamites*, également inconnu jusqu'à présent dans le terrain houiller. On l'avait seulement signalé dans les terrains tertiaires et secondaires.

M. Renault s'est livré, de plus, à des études micrographiques pour mettre en pleine et incontestable évidence la structure organique de la houille et son origine végétale. Poursuivant son analyse sur les compositions des houilles de toute provenance, il a recherché et discuté les conditions probables de la formation de la houille.

Finalement, il arrive par des inductions très fondées à poser cette conclusion qui excitera certainement l'intérêt des ingénieurs et des savants. Les propriétés chimiques et physiques des houilles dépendent entre certaines limites des propriétés chimiques et physiques des tissus d'où elles dérivent. Le ralentissement de la production de la houille aux étages plus récents qui ne renferment que des lignites tient d'une part à ce que la flore a presque complètement changé, et d'autre part à ce que les conditions du milieu sont devenues moins favorables à la transformation de leurs tissus.

En 1889, votre Conseil d'administration avait décerné une médaille d'or à M. Zeiller, le savant auteur de la première partie de la flore fossile. Il a jugé qu'il devait décerner une semblable médaille à M. B. Renault.

Il a accordé deux autres médailles d'or :

L'une à M. Rateau dont les communications très multipliées ont apporté un grand et vif attrait à vos réunions mensuelles de 1890 et qui a donné ainsi un exemple à recommander à l'attention de nos jeunes collègues ;

Et l'autre à M. Michel, auteur de la belle et substantielle étude sur le risque professionnel et sur la responsabilité des chefs d'entreprise industrielle dans les accidents du travail.

Nous nous empressons de vous signaler en même temps les distinctions honorifiques obtenues par deux de nos collègues depuis notre dernière Assemblée générale.

M. Seibel, directeur de la Compagnie des mines de Cransac, a été nommé chevalier de la Légion d'honneur. Nous lui adressons nos plus chaleureuses félicitations.

M. Mallard, inspecteur général des mines, qui a été longtemps professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne et l'un des membres les plus actifs de notre Société, a été nommé membre de l'Institut dans la section de minéralogie.

Le nombre de ceux qui sont en mesure d'apprécier la haute valeur de ses travaux et de ses ouvrages savants sur la minéralogie est ici assez restreint. Mais nous connaissons tous les belles études et les longues et délicates expériences à la suite desquelles notre éminent collègue a établi sur des bases définitives la théorie et l'application des explosifs de sûreté. Nous avons appris avec une bien vive satisfaction, et nous acclamons aujourd'hui la nomination bien méritée de M. Mallard. Nous éprouvons en même temps une certaine fierté à nous rappeler qu'il débutait dans ses études sur le grisou, comme rapporteur de la Commission chargée par la Société de l'Industrie minérale de faire des expériences sur les lampes de sûreté en 1868.

J'ai le devoir de donner avec vous un suprême et sympathique souvenir aux collègues que nous avons eu la douleur de perdre pendant l'année qui vient de s'écouler.

M. PORTIER était sorti de l'Ecole centrale en 1854 dans les premiers rangs de sa promotion. Il entra à la Compagnie des mines d'Anzin et ne tarda pas à être chargé du service du matériel et des approvisionnements.

En 1879, sa capacité technique et commerciale était si bien établie que le Conseil d'administration des mines de Courrières n'hésita pas à lui confier la mission de succéder à M. Mathieu, en qualité de directeur. Il apporta dans sa direction une largeur de vues, une sûreté de jugement et une loyauté auxquelles ont rendu

un éclatant témoignage les personnes autorisées qui ont pris la parole à ses funérailles :

M. Dupont, vice-président du Conseil de la Compagnie ; M. Jordan, le professeur de métallurgie de l'Ecole centrale ; M. Vuillemin, président du Comité des Houillères du Nord et du Pas-de-Calais ; M. Alayrac, ingénieur en chef des mines de la Compagnie de Courrières : M. Schneider, président du Conseil d'administration des mines de Douchy, et M. Mellet-Fontaine, vice-président de l'association amicale des anciens élèves de l'Ecole centrale. Directeur habile, esprit conciliant, caractère affable et sympathique, cœur généreux, toujours préoccupé de venir en aide aux malheureux et d'assurer le bien-être de la population ouvrière dont il était le chef, tel est, en résumé, le portrait qu'ils ont présenté de M. Portier. Nous nous associons aux regrets des directeurs, des ingénieurs du Nord et du Pas-de-Calais et des ouvriers de Courrières.

M. LAURENT, né en 1834, est sorti en 1873 de l'école des Arts et Métiers d'Aix. Il débuta à Clermont comme dessinateur dans la maison Barbier-Daubré et fut ensuite contremaître dans un atelier de construction de wagons. En 1858, il fut appelé à Montluçon pour occuper le poste de chef mécanicien à la fabrique de glaces. Deux ans après, il succédait à M. Pihet comme ingénieur. En 1867, il était nommé sous-directeur et contribua dans une large mesure au développement de cet établissement acquis par la Compagnie de Saint-Gobain en 1868. Il est mort subitement le 5 mars 1890. M. Laurent resta pendant toute sa carrière l'homme du devoir et du travail, et il avait conquis par sa franche et droite nature les sympathies de tous ceux qui l'entouraient.

Vers la fin du mois de mai 1890, nous apprenions le décès de M. Adrien GRAVEZ, ancien directeur des

charbonnages de Sars-Longchamp et Bouvy en Belgique. Né en 1827, M. Gravez, sorti de l'Ecole des mines du Hainaut, débutait en 1839 comme ingénieur des mines de l'Agrappe. Peu de temps après, il était nommé ingénieur directeur des travaux de la Société de Sars-Longchamps. En 1846, on lui confiait la position de directeur-gérant qu'il conserva jusqu'au moment où il prit sa retraite en 1885. Zélé pour la science et pour le travail, il se distingua comme ingénieur par l'application de la transmission hydraulique aux puits d'exhaure et par le développement de l'emploi de l'air comprimé dans les travaux souterrains. Il consacrait les loisirs de sa retraite à l'étude de la théorie mécanique de la chaleur. Les services rendus par M. Gravez à l'art des mines et à l'industrie de son pays lui valurent la nomination de chevalier en 1868 et celle d'officier en 1881 de l'ordre de Léopold. Les discours prononcés sur sa tombe ont fait le juste éloge de l'habile ingénieur et directeur, de l'homme de bien et du citoyen dévoué aux intérêts de l'industrie houillère de la Belgique et des ouvriers mineurs.

M. DEPIN, constructeur mécanicien à Montluçon, était le fils de ses œuvres. Parti d'une situation très modeste, il parvint, grâce à ses aptitudes naturelles, à prendre un rang des plus honorables parmi les constructeurs de machines. Il s'occupait plus spécialement du matériel des mines. Il a rempli pendant un certain temps les fonctions de président du district du Centre. Il est mort sur la brèche, après une vie consacrée tout entière au travail, laissant la réputation d'un ingénieur habile et consciencieux.

Comme M. Depin, M. ELOY Charles, directeur des mines de Pontpéan, s'était formé lui-même par un travail persévérant. Il avait appelé l'attention des directeurs de

mines belges par son talent de dessinateur et avait été chargé de dresser les plans des principales mines métalliques des provinces de Liège et de Namur. En 1862, il était appelé aux mines de Pontpéan pour remplir le poste de sous-ingénieur. Il était nommé ingénieur en 1867 et directeur en 1881. Il se consacra avec ardeur à l'exploration et à l'exploitation du gisement métallifère de Pontpéan, qui présentait d'assez grandes difficultés par suite de l'irrégularité des filons et des quantités d'eau considérables qui envahissaient les travaux souterrains. Il réussit à imprimer un développement régulier à l'extraction et à la prospérité de la mine. A son arrivée, elle occupait 300 ouvriers. Le nombre s'était élevé à 1.000, lorsque la mort est venue arrêter M. Eloy dans la poursuite de ses travaux. Ingénieur actif, directeur intelligent, il fut par-dessus tout un homme absolument dévoué à l'accomplissement de ses fonctions et aux intérêts de sa Compagnie.

M. THOMAS, directeur des forges d'Eurville, est décédé le 16 février 1891.

Elève de l'Ecole des mines de Saint-Etienne, il appartenait à la promotion de 1856 et s'était concilié les sympathies de M. Gruner, qui n'a cessé jusqu'à sa mort de lui porter le plus vif intérêt.

Il débuta aux mines d'Aubin où il remplit les fonctions d'ingénieur de 1856 à 1863 et où il se signala dans deux sauvetages à la suite d'éboulements. En 1864, il fut appelé à Montchanin par la Compagnie du Creusot et en 1866 fut chargé de la direction des hauts fourneaux et des mines d'Allevard. En 1869, il est nommé sous-directeur des forges de Montherhausen appartenant à la maison Dietrich. Surpris par l'invasion de 1870, il prend une part active avec son directeur M. de Joanin à l'organisation des secours à donner à notre armée

après les désastres de Woerth, de Reischoffen et de Freschviller. La paix ayant été conclue, mis en demeure d'opter, il quitta l'Alsace-Lorraine et il vint en 1872 occuper le poste d'ingénieur de l'usine Revollier-Biétrix pour la partie métallurgique. En 1875, il va organiser à Angoulême une usine de produits céramiques. Enfin, en 1879, sur la recommandation de M. Gruner, il est appelé à la direction des forges d'Eurville. C'est là que M. Thomas a passé ses douze dernières années, aimé et estimé de tous et profondément heureux des témoignages de sympathie qu'il recevait de ses ouvriers et des propriétaires de l'usine à laquelle il consacrait tout son temps, tous ses talents et tout son dévouement.

M. DUHAUT Honoré, né en 1809, était entré en 1826 à l'Ecole des arts et métiers de Châlons. A sa sortie, il se présentait à l'Ecole des mines de Saint-Etienne, en 1830, était admis d'emblée et obtenait en 1832 un brevet de 2^e classe.

De 1833 à 1840, il fut attaché comme ingénieur à plusieurs travaux de recherches de mines.

En 1840, il était nommé premier répétiteur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne, poste qu'il conserva jusqu'en 1854.

Simultanément de 1852 à 1854, il était chargé de diriger les travaux graphiques au lycée de Saint-Etienne.

En 1854, M. Petin, qui avait lié avec lui les meilleures relations à l'Ecole des arts et métiers de Châlons, lui confiait le service des constructions des usines de Saint-Chamond, et M. Duhaut put ainsi revendiquer sa part de collaboration dans la création de ces magnifiques installations qui plaçaient la Compagnie Petin-Gaudet aux premiers rangs dans la métallurgie fran-

caise. On peut noter le travail dont M. Duhaut semblait le plus fier, celui de la grande cheminée construite en 1862 à la hauteur de 105 mètres, hauteur qu'on n'avait pas encore abordée dans notre région. M. Duhaut prit sa retraite en 1885 et fut emporté par une courte maladie au mois d'avril dernier à l'âge de 82 ans. Toute sa vie, il s'était montré par excellence l'homme de la conscience et du devoir et en même temps homme d'une grande bonté, toujours empressé de rendre service aux autres. A tous ces titres, il laisse un touchant souvenir et un bel exemple dans la modeste et laborieuse carrière qu'il a parcourue.

M. POUFF Paul, né à Bessèges en 1848, fit ses études mathématiques à Saint-Etienne. Il entra à l'Ecole centrale pour en sortir diplômé en 1870, au moment même où la guerre éclatait avec la Prusse.

Convoqué immédiatement pour le service militaire, il fut envoyé d'abord à Lyon avec le grade de sous-lieutenant du génie au titre auxiliaire, et ensuite à Nevers pour concourir à la campagne de l'armée de la Loire. Les services qu'il rendit lui valurent les promotions successives au grade de lieutenant et de capitaine. La conclusion de la paix le rendit à la vie civile.

Il trouva une position dans la Compagnie des chemins de fer du Midi à laquelle il resta constamment attaché soit comme contrôleur soit comme ingénieur des travaux extérieurs. Dans les visites d'usines presque journalières que cette mission lui imposait, son attention fut vivement attirée sur les procédés de la combustion et sur l'utilisation de la chaleur dans la transformation des matières premières et dans l'élaboration du fer et de l'acier. Il s'attacha avec ardeur à l'étude des fours Siemens et fut ainsi amené à entreprendre de construire pour M. Lanoir, maître de verreries à Rive-de-

Gier, les fours à sole qui devaient être substitués aux fours à pots de l'ancien système.

Pas bien longtemps après, le propriétaire de la source minérale de Saint-Galmier dite source Badoit, MM. Laurent frères, neveux et successeurs de M. Lanoir, et M. Boichot, maître de verreries à Rive-de-Gier, formaient une Société pour la création d'une verrerie à Saint-Galmier. Les associés, pleins de confiance en M. Pouff, n'hésitèrent pas à le charger de préparer tous les projets et de surveiller tous les travaux de construction, comprenant l'usine proprement dite, les logements d'ouvriers, les salles d'école et enfin l'église. M. Pouff se tira avec honneur de cette tâche si complexe. Il fut à la fois ingénieur technique, bon constructeur et architecte, auteur d'une église justement appréciée pour la beauté et l'élégance de ses formes et de ses proportions. La fabrication des bouteilles fut régulière et pleinement satisfaisante dès le premier jour de la mise en marché.

Un succès si complet frappa vivement toutes les personnes compétentes et notamment M. Siemens, qui entra aussitôt en relations avec M. Pouff et lui confia la représentation de la maison Siemens en France.

M. Pouff installa successivement les fours à sole du système Siemens à Follembroy, à Decize, à Mège-Coste et dans plusieurs verreries de la Belgique et du Nord de la France. Il eut également à installer dans quelques usines la nouvelle disposition imaginée par M. Siemens pour les fours à réchauffer et pour les fours à fusion de l'acier. M. Pouff vint nous présenter l'exposé théorique et pratique du procédé dans notre réunion mensuelle du 7 mars, et l'un des plus prochains *Bulletins* de notre Société publiera cette savante et intéressante communication, qui fut la dernière étude et le dernier travail de l'auteur. Un mois et demi était à peine écoulé

que M. Pouff était enlevé à l'affection des siens par une mort subite. Ses amis ont pleuré l'homme au cœur chaud et dévoué, d'une nature si ouverte et si sympathique. A tous ceux qui l'ont connu, il laisse le souvenir d'un ingénieur d'un réel talent, qui n'a pas eu le temps de parcourir toute la belle carrière qui lui était ouverte.

Le nom de M. MALHERBE René n'était pas inscrit dans la liste officielle de nos membres, mais le souvenir de la part active qu'il a prise à notre Congrès de Liège nous a porté à croire qu'il vous conviendrait d'unir vos regrets à ceux de ses camarades de Liège et de la Belgique.

M. Malherbe était entré dans le Corps des mines du Royaume belge en 1851 en qualité de sous-ingénieur. Promu ingénieur en 1886, ingénieur de 1^{re} classe en 1884 et ingénieur en chef en 1886, il fut appelé à ce dernier titre à prendre la direction de l'arrondissement minéralogique de Liège. Homme de science, grand travailleur, caractère aussi bienveillant qu'indépendant et intègre, il réunissait toutes les qualités qui firent apprécier hautement ses services dans l'Administration. Le grand nombre d'exploitants et industriels qui se pressaient autour de son cercueil, le 8 février 1891, témoignait de la considération unanime dont il jouissait.

Il a publié des mémoires et des traités remarquables sur l'exploitation des mines et sur la géologie qui lui ouvrirent les portes de plusieurs Sociétés savantes. La distinction de son esprit et la droiture de son caractère lui gagnèrent l'estime et la sympathie de ses concitoyens. En 1866, il entra au Conseil communal de Liège, et son mandat lui fut constamment renouvelé. En 1888, la Commission des Hospices civils de Liège réclamait le concours de ses talents et de son dévoue-

ment. Président de la Société de salubrité publique, il fut l'un des membres les plus actifs des Commissions et rédigea entre autres un mémoire très important sur l'enlèvement et l'utilisation des immondices, question capitale de l'assainissement d'une grande ville.

Les discours prononcés sur sa tombe par les plus hauts représentants de l'autorité civile et des Sociétés savantes ont exprimé avec une chaleureuse éloquence les grands mérites de l'ingénieur et du savant et les regrets unanimes que sa mort prématurée a causés dans toute la population de la ville et de la province de Liège.

J'ai rappelé le mieux que j'ai pu nos deuils de l'année écoulée, au moins tous ceux sur lesquels il a été possible de recueillir des renseignements.

Il me reste à vous dire quelques mots d'un monument qui est destiné à conserver plus spécialement les noms de quelques-uns de nos collègues décédés.

En 1889, M. Devillaine, au nom de la Société amicale des anciens élèves de l'Ecole des Mines de Saint-Etienne, a demandé l'autorisation de placer à l'école une plaque de marbre qui devait recevoir les noms des ingénieurs morts victimes de leur devoir professionnel.

Cette autorisation a été accordée par décision ministérielle du 22 mars 1889. M. le Ministre, approuvant hautement les intentions généreuses des donateurs, nous a chargés de transmettre à la Société amicale les remerciements de l'Administration des Travaux publics.

Cette plaque a été installée dans la nouvelle salle des collections des modèles d'exploitation des mines. Elle a été construite sur les dessins du regretté M. Leroux, l'architecte bien connu.

Les trois tables sur lesquelles sont gravés en lettres d'or les noms des ingénieurs sont encadrées dans une double bordure de marbres noir et rouge antique couronnés par un fronton d'une sobre et élégante sculpture. Dans le tympan, sont gravés en or les attributs du mineur : le pic, le marteau et la lampe Davy. La boussole est gravée sur la corniche qui porte le fronton.

L'ensemble, d'un très bel effet, d'un style classique et sévère, donne parfaitement l'impression du beau et grave souvenir que le monument devait consacrer.

M. Desbief, en le présentant au nom de la Société amicale à la Réunion mensuelle du 4 avril dernier, a défini mieux que je ne saurais le faire les intentions de la Société : elle a voulu conserver le nom et honorer la mémoire de nos camarades morts au champ d'honneur. En l'installant à l'Ecole des mines, elle a pensé que les nobles exemples donnés par leurs aînés, mis ainsi constamment sous les yeux des élèves, seraient pour eux une émouvante exhortation à rester fidèles aux traditions de devoir et de dévouement.

Le compte-rendu que je viens de vous présenter était terminé, lorsqu'un nouveau deuil nous était annoncé et nous surprenait douloureusement.

Là-bas, dans notre colonie de l'Annam, Auguste Rivoire avait été frappé de mort à l'âge de 27 ans dans toute la force et la fleur de la jeunesse.

Sorti de l'Ecole des mines de Saint-Etienne en 1885, il entra au laboratoire du ministère, sous les ordres du général d'artillerie de marine M. Sebert. En 1889, tout animé du désir de voir des régions étrangères et de se lancer dans la mêlée des découvertes de mines, il prenait un poste d'ingénieur dans la Société d'exploration des mines d'or du Vénézuéla. La campagne fut

courte, la Société n'ayant pu obtenir du Gouvernement la concession qu'elle demandait.

Il était à peine de retour en France que des propositions lui étaient faites par la Société des Houillères de Tourane. Résolument il accepta, et de nouveau le voilà parti bien loin des siens et de ses amis de France. Intelligent, énergique, expansif et loyal garçon, d'une constitution vigoureuse, il n'éprouvait aucune atteinte de ces dangereux climats de Vénézuëla et de l'Annam. Tout dévoué à son service d'ingénieur, il était plein d'entrain et de confiance dans l'avenir. Et c'est alors, un an après son départ de France, qu'un aveugle hasard mit fin brusquement à de si belles espérances. Il surveillait auprès de son maître-mineur Boutin l'ouverture d'un caisson contenant la provision de dynamite pour les travaux d'une journée, lorsque se produisit une explosion soudaine dont on n'a pas reconnu exactement la cause. Rivoire et Boutin furent très grièvement brûlés et transportés à l'hôpital militaire où Rivoire est mort après peu de temps.

Puisse sa famille trouver quelque consolation dans l'expression des sympathies et des regrets qui ont accueilli la triste nouvelle.

Le nom de Rivoire trouvera place à la suite de ceux en l'honneur desquels la Société amicale a érigé le monument qui doit nous rappeler les nobles et glorieuses victimes du devoir professionnel. (*Vifs applaudissements.*)

M. Baretta donne lecture du rapport de la Commission de comptabilité sur la situation financière de la Société à la fin de l'exercice 1890, rapport adopté par le Conseil d'administration dans sa séance du 28 avril.

Situation financière au 30 avril 1891.

RECETTES

1 ^o Capital disponible au 30 avril 1890			
Titres. — 55 obligations Lyon-Genève.....	21.083 ^f 60	} 55.348 ^f 55	
360 ^f rente 3 % perpétuel.....	9.568 65		
930 ^f rente 3 % amortissable.....	24.696 30		
Espèces en caisse chez le Trésorier.....		314 40	
Ensemble fr.....		55.662 95	
A déduire :			
Le solde débiteur chez Ramel-Bréchignac et C ^{ie}	5.563 70	} 50.099 25	
2 ^o Recettes de 1890 :			
Cotisations des Sociétaires.....	30.450 50	} 37.669 40	
Ventes aux libraires et à divers.....	2.468 50		
Revenus et intérêts.....	1.884 75		
Reliquat de la Caisse du Congrès.....	2.865 65		
TOTAL DES RECETTES.....		87.768 65	

DÉPENSES

<i>Bulletin :</i>			
Frais d'impression.....	15.606 ^f 40	} 25.221 ^f 50	
Id. de gravure.....	6.018 55		
Id. d'expéditions.....	3.596 55		
Frais généraux :			
Appointements et gratifications....	4.175 "	} 5.107 54	} 30.998 ^f 34
Dépenses pour frais de bureau....	139 15		
Commission de banque, frais de change et de retour.....	747 94		
Bibliothèque.....	45 45		
Dépenses diverses :			
Souscription à la statue Guibal....	253 85	} 669 30	
Médailles d'or.....	415 45		

Actif au 30 avril 1891 :

Titres :			
Les mêmes qu'à l'actif au 30 avril 1890.....	55.348 ^f 55	} 56.770 31	
Espèces en compte chez Ramel, Bréchignac et C ^{ie}	1.282 41		
Espèces entre les mains du Trésorier	139 35		56.770 31

TOTAL ÉGAL AUX RECETTES..... 87.768 65

Le plus gros appoint du chiffre des recettes, celui des cotisations, en est sensible réaction sur l'an dernier ; mais, dans l'exercice qui nous occupe, on n'a pas réalisé de cotisations par avance comme au précédent. En général, les rentrées se sont faites comme d'habitude, d'une façon normale et régulière. 26 cotisations sont en retard contre 30 cotisations payées d'avance.

Le nombre des membres de la Société s'élève à 1.058.

Un nouveau membre, qui s'est entièrement libéré du montant de ses cotisations, est venu porter à 12 le nombre des membres à vie.

Vous remarquerez avec satisfaction que les ventes aux libraires et à divers ont sensiblement progressé. Par contre, on observe une diminution des revenus et intérêts expliquée par l'intérêt négatif du compte courant.

Le simple examen du tableau indique que cette circonstance a disparu probablement pour ne plus se renouveler.

Enfin, au sujet de la liquidation des dépenses occasionnées par le Congrès, nous prévoyions l'an dernier un reliquat de 2.000 francs sur les provisions votées, et, tous comptes réglés, il rentre en caisse, cette année, une somme de 2.865 fr. 65.

Si les recettes ont quelque peu fléchi, les dépenses ont subi une réduction de 11.738 fr. 70 portant presque totalement sur les frais du *Bulletin* : grâce à cette réduction, le solde débiteur à la banque Ramel Bréchnignac s'éteint et le capital disponible se relève de 50.099 fr. 25 à 56.770 fr. 31.

Notre Société a donc réalisé un bénéfice de 6.671 fr. 06 dont il convient néanmoins, afin d'avoir la situation

exacte, de retrancher le montant de deux factures s'élevant à la somme de 2.416, qui restent à payer.

On avait donc raison, l'année dernière, de vous présenter la situation financière comme n'offrant aucun symptôme inquiétant pour l'avenir. Mais, ces résultats qui ne manqueront pas d'appeler de votre part d'unanimes félicitations, nous les devons en majeure partie au zèle et au dévouement avec lesquels M. Grand'Eury, notre trésorier-archiviste, a rempli ses fonctions.

Pour la Commission de comptabilité,

BARETTA.

En l'absence des deux censeurs, MM. Vier et Gardette, M. Maximilien Evrard lit leur rapport sur la comptabilité de la Société.

MESSIEURS,

Ainsi que le faisait pressentir votre Commission de comptabilité dans son rapport de l'année dernière, la situation de votre Société, allégée des charges exceptionnelles qui l'ont grevée antérieurement, se présente à vous sous un aspect plus satisfaisant, et bien que le nombre des Sociétaires soit réduit à 1.058, elle accuse une augmentation sensible sur l'actif au 30 avril 1891 en l'élevant à 56.770 fr. 31, tandis que l'année dernière il ne ressortait qu'à 50.099 fr. 25.

Les deux exercices comparés entre eux présentent dans leurs résultats actifs et passifs des variations assez importantes qui se traduisent par l'amélioration dont il vient d'être fait mention.

Recettes.

La rentrée des cotisations a été de . . .	30.450 ^f 50
Les ventes et recettes diverses	7.218 90

Total des recettes. . . 37.669^f 40

Mais pendant l'année dernière les sommes encaissées avaient atteint :

Cotisations	34.241 ^f 50	} 38.201 90
Ventes et recettes diverses.	3.960 40	
soit pour cette année une diminution de. .	532 90	

Dépenses.

Celles afférentes au <i>Bulletin</i> et frais généraux ont été de	30.329 ^f 04
Dépenses diverses	669 30

Total des dépenses. . . . 30.998^f 34

L'exercice précédent qui avait supporté des frais extraordinaires totalisait ses dépenses par la somme de 46.268 24

Diminution en 1890 de. 15.269 90

Les recettes, légèrement atteintes par un amoindrissement de 532 fr. 50, ne nous paraissent nécessiter aucune observation.

Il ne saurait en être de même pour le chapitre des dépenses, qui a fléchi de 15.269 fr. 90.

Cette réduction importante provient :

1° De la liquidation des frais du mémoire Fayol, dont le précédent exercice avait eu la charge, soit	8.288 ^f 05
2° Frais pour l'Exposition	3.463 70
3° Economies réalisées sur la publication du <i>Bulletin</i>	3.518 15
	15.269 90

Les opérations de votre Société pendant l'année se traduisent donc par des recettes s'élevant à	37.669 40
et par des dépenses s'élevant à.	30.998 34
laissant ainsi un bénéfice de	6.671 06
à ajouter à l'actif au 30 avril 1890 qui était de	50.099 25
fait ressortir ainsi son montant au 30 avril 1891 à.	56.770 31

Nous pensons que ces résultats vous donneront pleine et entière satisfaction et que vous les sanctionnerez par votre approbation.

En constatant, Messieurs, les résultats satisfaisants de l'exercice dont il s'agit, votre pensée se portera sans doute, comme elle l'a fait lors des comptes précédents, sur les qualités précieuses que votre trésorier-archiviste n'a cessé d'apporter à l'administration de vos affaires.

Saint-Etienne, le 5 mai 1891.

GARDETTE.

L. VIER.

Consultée par M. le Président, l'Assemblée générale approuve à l'unanimité les comptes de la Société et s'associe aux félicitations adressées à M. Grand'Eury, son infatigable trésorier-archiviste, par la Commission de comptabilité et les Censeurs.

M. le Président annonce que le dépouillement du scrutin a donné les résultats suivants :

Nombre de suffrages régulièrement exprimés . 222

Ont obtenu :

MM. CLAIR	221 voix.
CROZET.	221 —
DEVILLAINÉ	221 —

MM. GRAND'EURY.	221 voix.
LESEURE.	220 —
DE MONTGOLFIER	220 —
TAUZIN.	217 —

Etc., etc.

M. le Président proclame en conséquence membres du Conseil MM. Clair, Crozet, Devillaine, Grand'Eury, Leseure, de Montgolfier et Tauzin.

Sur la proposition de M. le Président et par acclamation, l'Assemblée réélit comme vice-présidents MM. Devillaine et Leseure, comme secrétaire général M. Tauzin et comme censeurs MM. Vier et Gardette.

Elle vote ensuite des remerciements aux ingénieurs qui ont bien voulu se charger de la rédaction des procès-verbaux des visites faites à l'exposition par le Congrès international des mines et de la métallurgie, procès-verbaux qui forment la 1^{re} livraison du *Bulletin* (année 1890).

Elle décide enfin, sur la proposition de M. Lévy, qu'un télégramme sera adressé par les soins de son président à M. l'Inspecteur général Castel, en témoignage de ses sentiments de profonde reconnaissance et de respectueux attachement.

L'ordre du jour étant épuisé et personne ne demandant la parole, M. le Président déclare la séance levée.

Le Conseil d'administration pour 1891 est formé de la manière suivante :

Administrateurs honoraires :

MM. BAURE, ancien directeur des Houillères de la C^{ie} des Forges de Châtillon et Commentry, à Lyon.

MM. GONTHIER, ingénieur en chef des mines, à Chambéry.

EUVERTE, ancien directeur des usines de Terrenoire, à Paris.

Président de la Société :

M. CASTEL, Inspecteur général des mines, à Paris.

Vice-Présidents :

MM. DEVILLAIN, directeur de la C^{ie} des Houillères de Montrambert et La Béraudière.

EVARD (Max.), ingénieur à Saint-Etienne.

LESEURE, ingénieur en chef des mines, directeur de l'Ecole des mines de Saint-Etienne.

VILLIERS, directeur de la Société des Houillères de Saint-Etienne.

Secrétaire général :

M. TAUZIN, ingénieur au Corps des mines, directeur-adjoint de l'Ecole des mines de Saint-Etienne.

Secrétaire :

M. CHANSELLE, ingénieur principal de la Société des Houillères de Saint-Etienne.

Trésorier-Archiviste :

M. GRAND'EURY, professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne.

Membres :

MM. BARETTA, ingénieur-directeur des mines de Beaubrun, à Saint-Etienne.

BRUSTLEIN, ingénieur-directeur des usines Jacob Holtzer et C^{ie}, à Unieux.

CARVÈS, ingénieur-gérant de la Société anonyme de carbonisation, à Saint-Etienne.

CLAIR (Victor), constructeur-mécanicien, à Saint-Etienne.

MM. CROZET, ingénieur-directeur des ateliers de construction Fourneyron, au Chambon.

DESBIEF, ingénieur civil, à Saint-Etienne.

HARMET, ingénieur-directeur des Forges et Aciéries de Saint-Etienne.

DE MONTGOLFIER, directeur de la Société des Forges et Aciéries de la Marine et des Chemins de fer, à Saint-Chamond.

PINEL, sous-directeur de la C^{ie} des mines de Montrambert et La Béraudière.

ROLLET, ingénieur métallurgiste, à Saint-Etienne.

DU ROUSSET, directeur de la C^{ie} des mines de la Loire, à Saint-Etienne.

TERMIER, ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des mines.

VOISIN, ingénieur en chef des mines de Rochela-Molière et Firminy.

WÉRY, ingénieur-directeur des houillères de La Chazotte.

ACTES ADMINISTRATIFS

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX

DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 17 mars 1891.

Sont présents : MM. Baretta, Brustlein, Chansselle, Clair, Evrard (M.), Grand'Eury, Harmet, Leseure, Pinel, du Rousset, Tauzin, Termier, Voisin et Wéry. — M. Castel, président, est empêché.

Admission de 3 nouveaux membres ; avis de 1 décès.

Visite éventuelle du district du Nord par les Ingénieurs liégeois.

Opportunité de tenir un Congrès dans le Centre de la France en 1892 ou 1893.

Echange avec les publications de l'Académie des Sciences de Rochester (Etats-Unis) et de la Société d'Histoire naturelle de Vienne (Autriche).

Apparition de la 4^e livraison de 1890.

Réception de mémoires pour la 1^{re} livr. de 1891.

Renouvellement partiel du Conseil d'Administration.

Séance du 28 avril 1891.

Sont présents : MM. Devillaine, Grand'Eury, Leseure, Pinel, Tauzin, Voisin et Wéry. — S'excusent : MM. Castel, président ; Baretta, Chansselle, Brustlein, Clair, Crozet, Evrard et Harmet.

Admission de 2 nouveaux membres ; avis d'une démission et de 4 décès.

Rapport sur la situation financière.

Distribution de 3 médailles d'or.

Préparation à l'Assemblée générale.

Séance du 21 juillet 1891.

Sont présents : MM. Baretta, Brustlein, Carvès, Chansselle, Clair, Desbief, Harmet, Leseure, Pinel, du Rousset, Tauzin, Villiers et Wéry. — S'excusent ou se font excuser : MM. Castel, Grand'Eury et Voisin.

Admission de 2 nouveaux membres ; démission de 3 membres et décès de 1 membre.

Etat de la publication des 1^{re} et 2^e livraisons de 1891. — Réception de mémoires.

Organisation d'un personnel de membres de la Société pour faire des rapports sur les diverses branches d'industries qui seront représentées à l'Exposition de Saint-Etienne.

Echange avec les publications de l'Institut des Mines de Saint-Pétersbourg.

LISTE GÉNÉRALE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 1^{er} AOUT 1891.

MM.

- Adenot**, ingénieur aux hauts-fourneaux et fonderies de La Rochette, Prénat et C^{ie}, à Givors (Rhône).
- Administrateur** délégué de la Société anonyme des houillères et fonderies de l'Aveyron, à Decazeville (Aveyron).
- Administration** des mines et usines de Faymoreau (Vendée).
- Aerts** (L.), négociant en métaux, fers, fontes et feronneries, 137, rue Saint-Dizier, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Agniel**, agent général de la Compagnie de Vicoigne et Nœux, à Nœux-les-Mines (Pas-de-Calais).
- Aguillon** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 12, rue Roquépine, Paris.
- Alayrac**, ingénieur principal des mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Albran** (PAUL), directeur des mines et usines de Villefort et Vialas, à Vialas, par Genolhac (Gard).
- Alexis** (AMBROISE), ingénieur à Roquevaire (Bouches-du-Rhône).
- Allemand** (GEORGES), ingénieur aux mines des Bormettes, aux Bormettes-La-Londe (Var).
- Allimand** (F.), ingénieur, 23, rue de Lyon, à Rive-de-Gier (Loire).
- Ambard** (A.), directeur des mines de La Bazouge, par Vaiges (Mayenne).
- Amiot** ✱, ingénieur en chef des mines, attaché à la direction de l'exploitation des chemins de fer P.-L.-M., 4, rue Weber, près la porte Maillot, Paris.
- Andrieu** (CH.), directeur de la Compagnie du gaz, à Clermont-Ferrand (Puy-de-Dôme).
- D'Andrimont de Mélotte** (J.), ingénieur, directeur-gérant du Charbonnage du Hasard, 6, place Saint-Michel, à Liège (Belgique).
- Anelli** (JOSEPH), directeur de la mine Stretto, à Caltanissetta (Sicile).
- Angelvy**, ingénieur à Beni-Saf, département d'Oran (Algérie).
- Arbel** (LUCIEN) (O ✱), maître de forges, à Rive-de-Gier (Loire).
- Arnac** (JULES), ingénieur civil des mines, 13, rue Saluces, à Avignon (Vaucluse).
- Arnal** (ELIE), chef de fabrication aux hauts-fourneaux et aciéries Bessemer, à Bessèges (Gard).
- Arnaud** (VITAL), ingénieur, aux soins de M. de Labretoigne, 5, vià Saint-Agostino, Palerme (Sicile).
- Arsac** (MARIE-JOSEPH), ingénieur aux forges de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Astier**, ingénieur aux mines de Gagnières (Gard).

- Audemar** (HENRI), ingénieur-constructeur, à Foucherans, près Dôle (Jura).
- Audouin** (PAUL), ingénieur chef des travaux chimiques de la Compagnie parisienne du gaz, 14, rue Cuvier, Paris.
- Audoyer** (LOUIS), géomètre aux mines de Gagnières (Gard).
- Autissier** (ALEXANDRE), ingénieur, directeur gérant des Ardoisières de Rochefort-en-Terre (Morbihan).
- Auvergne**, ingénieur civil des mines, rue des Colons, à Philippeville (Algérie).
- Aymard**, ingénieur à Autun (Saône-et-Loire).
- Babilot**, directeur des mines de Portes, à Lavernarède (Gard).
- Baer** (MAURICE), ingénieur, 13, rue La Fayette, Paris.
- Bague**, ingénieur principal aux mines de La Péronnière, Grand'Croix (Loire).
- Bailloud** (C.), ingénieur à la Société minière et métallurgique de Peñarroya, province de Cordoue (Espagne).
- Baily**, ingénieur divisionnaire aux mines de Marles, à Auchel (Pas-de-Calais).
- Baissac** (AUGUSTE), ingénieur des mines de Gouhenans (Haute-Saône).
- Bajard** (ANTOINE), ingénieur principal aux mines de Graissessac (Hérault).
- Balas** (A.), directeur technique des mines de Khott-Batoum (Caucase).
- Baldeyrou**, ingénieur civil, 140, rue de France, à Nice (Alpes-Maritimes).
- Balleydier**, ingénieur, à Montluçon (Allier).
- Bancillon** (EMILE), ingénieur-directeur des mines de soufre de Riesi, à Riesi (Sicile).
- Banssillon** (A.), ingénieur civil, 37, rue de la République, à Lyon (Rhône).
- Bar**, ingénieur de la Compagnie des mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Barachon** (J.-B.), ingénieur-directeur des hauts-fourneaux de Neuves-Maisons, à Pont-Saint-Vincent (Meurthe-et-Moselle).
- Barat** (MAXIME), ingénieur à Lillers (Pas-de-Calais).
- Barbier** (B.), ingénieur-directeur des travaux de la Société minière et industrielle, aux houillères de Routschenko (district de Backmouth), gouvernement d'Ekaterinoslaw, par Youzowsk (Russie).
- Barbier** (E.-J.), agent du Syndicat d'exportation de charbons français, Piazza Bodoni, 3, à Turin (Italie).
- Bardon** (GUSTAVE), ingénieur-directeur des mines de Tréllys, près Bessèges (Gard).
- Baretta**, ingénieur-directeur des mines de Beaubrun, à Saint-Etienne (Loire).
- Barlet** (H.), ingénieur honoraire des mines, hôtel Dumont, à Fleurus (Belgique).
- Baron** (JEAN).
- Barral** (FRANCIS), ingénieur aux usines franco russes (anciens établissements Baird), à Saint-Petersbourg (Russie).
- Barralon**, ingénieur aux mines de La Béraudière, près Saint-Etienne.
- Barrault**, ingénieur aux mines de La Grand'Combe, à Saint-Jean-de-Valériscle (Gard).

Barrière.

Barrillon (LÉON), ingénieur à la Compagnie des mines d'Anzin, à Escaudin (Nord).

Barry (SIMÉON), ingénieur aux mines d'Anzin, à Denain (Nord).

Barthélemy, ingénieur aux mines d'Anzin, à Abscon (Nord).

Bastide (JULES), ingénieur civil des mines, 13, boulevard de Courcelles, Paris.

Batault (LÉON), directeur général de la Société de la Grande tuilerie de Bourgogne, à Montchanin (Saône-et-Loire).

Batut (F.), ingénieur, agent commercial de la Compagnie des mines de Roche-la-Molière et Firminy, 9, rue Francis-Garnier, à Saint-Etienne (Loire).

Baudot (FRANÇOIS), ingénieur aux mines de Beaubrun, Saint-Etienne (Loire).

Baudrand, ingénieur aux mines de La Grand'Combe (Gard).

Baumann, ingénieur des usines de schistes bitumineux de La Comaille, à Autun (Saône-et-Loire).

Baumefort (de), ingénieur à Privas (Ardèche).

Baure ✱, ingénieur, 41, quai de la Guillotière, Lyon.

Bayle (C.) ✱, directeur du service commercial de la Compagnie des forges de Châtillon et Commentry, à Montluçon (Allier).

Bayle (PAUL), ingénieur-directeur des mines et usines de la Société Lyonnaise, à Autun (Saône-et-Loire).

Bayon, ingénieur civil, à Rive-de-Gier (Loire).

Bazire, inspecteur de la division des combustibles aux chemins de fer P.-L.-M., gare de Lyon, Paris.

Beau, ingénieur aux mines de La Grand'Combe, à La Levade (Gard).

Beauverie, ingénieur en chef des mines de Tourane (Annam).

Beck, ingénieur-directeur de los Altos hornos y fabricacion del acero en la Societa du Vizcaya, à Bilbao (Espagne).

Becker, ingénieur-inspecteur des approvisionnements de la Compagnie du Gaz, 61, rue Condorcet, Paris.

Beguïn (GEORGES), ingénieur civil des mines, aux aciéries d'Assailly, près Lorette (Loire).

Bélanger (CH.), directeur des mines d'anhracite de Saint-Symphorien-de-Lay, à Lay (Loire).

Bellenger, ingénieur, 10, contour de la Mairie, à Lille (Nord).

Bély (B.), ingénieur aux mines d'Anzin, à Condé (Nord).

Benoît (FLEURY), ingénieur-directeur de la Compagnie des houillères des Grandes-Flaches, à Rive-de-Gier (Loire).

Benoît (MARCELLIN), ingénieur, chef d'exploitation des houillères d'Ahun (Creuse).

Benoist (PAUL), ingénieur civil des mines, Apartado, 34, à Bilbao (Espagne).

Bergaud, ingénieur en chef honoraire des mines de Bruay, 3, rue de la station, Douai (Nord).

Bernard (F.), ingénieur civil, 9, rue Balay, à Saint-Etienne (Loire).

Bernard (M.), ingénieur aux mines de Campagnac, à Cransac (Aveyron).

- Bernard** (MAURICE), ingénieur au Corps des mines, à Rodez (Aveyron).
- Bertharion** (ANTOINE), contrôleur des mines, à Alais (Gard).
- Bessard**, ingénieur-directeur des mines de Cessous et Comberedonde par Chamborigaud (Gard).
- Besset**, ingénieur-directeur des mines de Montrelais et Monzeil, à Ingrandes (Maine-et-Loire).
- Besson**, ingénieur, 34, rue Charles-Nodier, à Besançon (Doubs).
- Bessy**.
- Bethnod**, administrateur de la Société des Houillères de Saint-Etienne, à Montbressieu, près Rive-de-Gier (Loire).
- Boudin** (G.), ingénieur civil, 25, rue Galilée, Paris.
- Bidache** (J.), ingénieur divisionnaire aux mines de Carmaux (Tarn).
- Bihet** (T.), ingénieur-directeur des ateliers de construction de la Société anonyme des Produits, à Flénu (Belgique).
- Biétrieux**, gérant de la Société Biétrieux et C^{ie}, à La Chaleassière, Saint-Etienne.
- Biguet** (CHARLES), ingénieur aux mines de Tréllys, par Robiac (Gard).
- Binachon** (J.), ingénieur à l'usine de Pont-Salomon (Haute-Loire).
- Biver** (CHARLES), ingénieur aux mines de Béthune, à Vermelles (Pas-de-Calais).
- Biver** (MARCEL), ingénieur à la Société de charbonnages des Bouches-du-Rhône, Marseille.
- Blanc** (HENRI), ingénieur aux mines de Graissessac (Hérault).
- Blanchart** (CAMILLE), ingénieur honoraire des mines, 36, rue de Pascale, à Bruxelles (Belgique).
- Blanchet** (GEORGES), ingénieur civil à La Ferrière, par Massay (Cher).
- Blazy**, ingénieur aux houillères de Decazeville (Aveyron).
- Bloch** (L.), ingénieur civil, à Mostaganem (Algérie).
- Bodard** (JOSEPH), constructeur-mécanicien (spécialité de matériel de mines), à Commentry (Allier).
- Bœcking** (RODOLPHE), propriétaire de la fonderie de Brebach, près Sarrebruck (Prusse rhénane).
- Boisgrollier (de)** (JOSEPH), ingénieur aux fonderies de Mazières, près Bourges (Cher).
- Boissau** (ERNEST), ingénieur aux mines d'Anzin, à Vieux-Condé (Nord).
- Boisset-Glassac (de)** (ALFRED), ingénieur aux mines de Blanzay, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Boissière** (ALBERT), ingénieur de la Compagnie parisienne du gaz, 124, boulevard Magenta, à Paris.
- Boissieu (de)** (JULES), ingénieur, 2, quai de La Guillotière, Lyon (Rhône).
- Boivin**, ingénieur aux aciéries de Firminy (Loire).
- Bollaërt** (J.), agent général de la Compagnie des mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).
- Bollaërt** (FÉLIX), inspecteur commercial de la Compagnie des mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).
- Boniver** (J.), ingénieur belge, à Laar, près Ruhrort (Prusse-Rhénane).
- Bonnel** (HENRI), sous-directeur de la manufacture de glaces de Montluçon, à Montluçon (Allier).

- Bonnes** (F.), contrôleur des mines, à Alais (Gard).
- Bonnet** (FRANÇOIS), directeur des mines de la Compagnie de Rive-de-Gier, à Grand-Croix (Loire).
- Bonnet** (GAËTAN), ingénieur manufacturier, 18 bis, rue Denfert-Rochereau, Paris.
- Bonneville (de)**, ingénieur civil des mines, 22, rue de la Bourse, Saint-Etienne.
- Bonnote**, directeur des mines de Saint-Bérain, par Saint-Léger-sur-Dheune (Saône-et-Loire).
- Borrel** (GASTON), chef géomètre aux mines de Bouxhors, par Brassac-les-Mines (Puy-de-Dôme).
- Bornet**, ingénieur des Arts et Manufactures, boulevard Pereire, 145, Paris.
- Borreau**, directeur de l'usine de Saint-Gobain, à Aubervilliers (Seine).
- Botton** (J.), ingénieur aux mines d'Anzin, à Hérin (Nord).
- Bouchacourt** (HIPPOLYTE), ingénieur en chef de la forge, à Denain (Nord).
- Bouchez**, ingénieur aux mines de Douchy, à Louches (Nord).
- Bouchut** (LÉON), ingénieur aux mines de Montrambert, près St-Etienne.
- Boudinhon** (AD.), ingénieur à Saint-Chamond (Loire).
- Boudoint** (ADOLPHE) et C^{ie}, manufacturiers, au Chambon (Loire).
- Boudouresque** (D.), ingénieur aux mines métalliques de Villefranche (Aveyron).
- Boudriot** (J.-B.) fils, directeur des houillères d'Aubigny, près Nolay (Côte-d'Or).
- Boulangier**, ingénieur civil des mines, 29, cours du Midi (Lyon).
- Bouly** (EUGÈNE), ingénieur de la Société française des houillères de Tourane (Annam).
- Bouquerot**, agent général des charbonnages de Pont-de-Loup, à Chateletineau (Belgique).
- Bour**, ingénieur, 36, quai Claude-Bernard, à Lyon.
- Bourbon** (CONSTANT), ingénieur civil des mines, 13, rue Frémicourt, Paris-Grenelle.
- Bousquainaud**, ingénieur aux hauts-fourneaux du Pouzin (Ardèche).
- Boutan** ✱, ingénieur au Corps des mines, 64, rue Monceau, Paris.
- Bouteille**, ingénieur aux mines de la Péronnière (Loire).
- Boutonnet** (HENRI-GILBERT), sous-ingénieur de la houillère de Montvicq, à Montvicq (Allier).
- Boutonnet** (J.-M.), chef du service du chemin de fer des houillères, à Commentry (Allier).
- Bouvier** (HENRI), ingénieur-directeur des mines de La Mure, à La Motte-d'Aveillant (Isère).
- Brard** (FÉLIX), ingénieur des Arts et Manufactures, directeur des mines de Belmez et Espiel, province de Cordoue (Espagne).
- Bravard** (HENRI), ingénieur, 95, avenue de Villiers, Paris.
- Bréchignac** (V.), avocat, rue Saint-Paul, à Saint-Etienne (Loire).
- Brérault** (EMILE), ingénieur de la Compagnie française de Ségovia, al Cuidado del Sr Eugenia Montoya, Puerto-Berrio, département de Antioquia (Colombie), Amérique du Sud.

- Breschard** (LUCIEN), ex-directeur de la Compagnie charbonnière douai-sienne (Mines d'Ostricourt), à Oignies (Pas-de-Calais).
- Bresson** (G.), ingénieur civil des mines, 4, avenue du Coq, Paris.
- Bresson** (LOUIS), ingénieur-directeur des mines de Sainte-Foy-Largen-tière (Rhône).
- Breton** (LUDOVIC), ingénieur-directeur de la Compagnie du chemin de fer sous-marin entre la France et l'Angleterre, 18, rue Royale, à Calais (Pas-de-Calais).
- Briart** (ALPH.), ingénieur en chef des charbonnages de Mariemont et de Bascoup, à Morlanwelz (Belgique).
- Brice**, ingénieur chef de service aux mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Brichaux** (PEPIN-JOSEPH), charbon et usines à briquettes, à Saint-Nazaire (Loire-Inférieure).
- Brossard**, ingénieur civil, sénateur de la Loire, à Pouilly-sous-Charlieu (Loire).
- Brosse**, ingénieur principal des mines d'Epinac (Saône-et-Loire).
- Broyet**, constructeur-chaudronnier, à Saint-Etienne (Loire).
- Brüll** (ACHILLE), ancien Président de la Société des ingénieurs civils, 117, boulevard Malesherbes, Paris.
- Brun**, ingénieur, place Saint-Pierre, à Vienne (Isère).
- Brun** (PROSPER), ingénieur de la Compagnie houillère de Bessèges, à Molières-sur-Cèze (Gard).
- Brunet** (ALPHONSE), ingénieur de la Société de la dynamite.
- Brunon** (B.) ✱, constructeur, à Rive-de-Gier (Loire).
- Brustlein** (A.) ✱, ingénieur-directeur des usines Jacob Holtzer et C^{ie}, à Unieux (Loire).
- Buisson** (CHRISTOPHE), ingénieur divisionnaire à la Société des Houillères de Saint-Etienne, à Méons.
- Buisson** (CLAUDE), ingénieur principal des mines de Montrambert et La Béraudière, près Saint-Etienne.
- Bureau** (J.), ingénieur-directeur-propriétaire des mines de houille de Vendin-lez-Béthune, au château d'Annezin (Pas-de-Calais).
- Busquet**, ingénieur-directeur des mines de Decize (Schneider et C^{ie}), à La Machine (Nièvre).
- Cabany** (ARMAND), ingénieur, 6, avenue Quinten-Matsys, à Anvers (Belgique).
- Cacarrié** (J.), O ✱, inspecteur général des mines en retraite, à Saint-Priest-la-Roche (Loire).
- Cadet de Vaux** (PAUL), ancien élève de l'Ecole polytechnique, à Meung-sur-Beuvron (Loir-et-Cher).
- Cailliate** (PAUL), directeur de la succursale des anciens établissements Cail, à Douai (Nord).
- Caillot**, chef de bureau, à Commentry (Allier).
- Caldaya** (CH.), ingénieur aux hauts-fourneaux de la Société Senelle-Maubeuge, près Longwy-Bas (Meurthe-et-Moselle).
- Cambessédès**, professeur à l'Ecole des maîtres-mineurs, à Douai (Nord).
- Camaret (de)**, ingénieur aux mines de La Grand'Combe (Gard).

- Cambray**, ingénieur à la Société Lyonnaise des schistes bitumineux, à Autun (Saône-et-Loire).
- Carle** (C), ingénieur aux mines de Gréasque (Bouches-du-Rhône).
- Carnat**, ingénieur aux mines de Bruay (Pas-de-Calais).
- Carnot** (AD.) ✱, inspecteur de l'Ecole supérieure des mines, boulevard Saint-Michel, 60, Paris.
- Carrière** (HONORÉ), à Wizernes, (Pas-de-Calais).
- Carteron**, ingénieur aux mines de Dombrowa, à Dombrowa (Pologne russe).
- Carvès**, administrateur délégué de la Société de carbonisation, 4, place Mi-Carême, Saint-Etienne (Loire).
- Castanié** (ERNEST), directeur des mines de fer de Soumah et La Tafna, à Oran (Algérie).
- Castanier** (GASTON), ingénieur à Génolhac (Gard).
- Castel**, O ✱, inspecteur général des mines, 144, boulevard Raspail, Paris.
- Castellan**, ingénieur aux mines de La Péronnière, par Grand'Croix (Loire).
- Catelin (de)**, ingénieur-directeur des mines du Laurium, à Ergastéria (Grèce).
- Cattier** (SYLVA), ingénieur, 10, boulevard Saint-Michel, à Amiens (Somme).
- Cerner (de)** (LOUIS), sous-directeur des mines de Mokta-el-Hadid, près Bône (Algérie).
- Cervello** (ANTONINO), ingénieur, via Torremuzza, 36, à Palerme (Sicile).
- Chaballier**, ingénieur civil des mines, fabricant de produits chimiques, villa Vivaraise, à Arcachon (Gironde).
- Chabaud** ✱, directeur de la Société des mines du bassin Ouest de Graissessac, à Saint-Gervais (Hérault).
- Chabaud** (GASTON), ingénieur divisionnaire, chef de service des mines de Paleyrets et de Firmy, à Firmy (Aveyron).
- Chadefaux** ✱, ingénieur-directeur des hauts-fourneaux et forges de Denain, à Denain (Nord).
- Chadefaux** (MARCEL), ingénieur à Denain (Nord).
- Chagot et C^{ie}**, administrateur des mines de Blanzzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Chailus** (ALBERT).
- Chaîne**, ingénieur civil, directeur de la Société française de matériel agricole et industriel, à Vierzon (Cher).
- Chalmeton** (F.) ✱, administrateur-directeur de la Compagnie houillère de Bessèges, 17, rue Jeanne-d'Arc, à Nîmes (Gard).
- Chalmeton** (PAUL) ✱, directeur de la Société des Hauts-Fourneaux, Forges et Aciéries de Denain, à Denain (Nord).
- Chambon** (L.), ingénieur, Grande-Rue, 69, à Alais (Gard).
- Chambon**, ingénieur aux mines de Sain-Bel (Rhône).
- Chamboredon** (ERNEST), ingénieur aux mines de Tabarka (Tunisie).
- Chambre** de Commerce de Saint-Etienne.

- Champigny**, ingénieur civil des mines, 11, rue de Berne, Paris.
- Chamussy** (LÉON), ingénieur-directeur-gérant de la Société des mines de manganèse de Saône-et-Loire, Rhône et Allier, à Romanèche (Saône-et-Loire).
- Chanial**, ingénieur à Nirandes, par Cayres (Haute-Loire).
- Chanselle**, ingénieur principal de la Société des Houillères de Saint-Etienne.
- Chapoteau**, à Sermoize, près Nevers (Nièvre).
- Chapuy**, ingénieur au Corps des mines, à Lille (Nord).
- Charlon** (E.), ingénieur, 48, via Principe Tommaso, à Turin (Italie).
- Charoussat**, directeur des mines de La Péronnière, Grand-Croix (Loire).
- Charrier** (JULES), ingénieur civil, ancien élève de l'Ecole des mines de Paris, à Paulhaguet (Haute-Loire).
- Chastel**, ingénieur minas San Quintin, par Veredas, Ciudad-Réal (Espagne).
- Chastelain** (A.), ingénieur de la Société de fonçage Kind et Chaudron, à Figeac (Lot).
- Charvet** (HENRI), ingénieur civil, 5, place Marengo, à Saint-Etienne (Loire).
- Chaudron**, ingénieur au Corps royal des mines de Belgique, 64, rue Joseph II, à Bruxelles (Belgique).
- Chaumier** (J.-B.), contrôleur des mines, rue de la Glacière, 28, Paris.
- Chauvet** (CHARLES-ARSÈNE), ingénieur civil, 59, boulevard Victor-Hugo, à Béthune (Pas-de-Calais).
- Chauvet** (ADRIEN), amodiatraire des concessions minières de la Société de Paillères, à Tornac, par Anduze (Gard).
- Chef** de l'exploitation du Gaz et des Hauts-Fourneaux de Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Chenet** (AUGUSTE), ingénieur-divisionnaire aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Chevalier**, libraire, 4, rue Gérentet, à Saint-Etienne (Loire).
- Chevalier** (EMILE), ingénieur-constructeur du matériel des chemins de fer, 65, quai de Grenelle, Paris.
- Chevallier** (L.), directeur des mines de Sunium et Vatika, Laurium (Grèce).
- Chesneau**, ingénieur au Corps des mines, Professeur à l'Ecole nationale des mines, 22, place Malesherbes, à Paris.
- Cholat**, administrateur délégué des Fonderies, Forges et Aciéries de Saint-Etienne, 19, rue Gambetta, à Saint-Etienne (Loire).
- Chomienne** (PAUL), ingénieur civil, chez M. Michallet, fabricant de produits réfractaires, à Lorette (Loire).
- Chosson** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 5, place Marengo, à Saint-Etienne (Loire).
- Choubley**, ingénieur en chef des Aciéries de Firminy (Loire).
- Chubilleau** (Eugène), ingénieur aux usines de La Comaille, par Autun (Saône-et-Loire).
- Cizancourt** (de) ✱, inspecteur général des mines.
- Clair**, constructeur-mécanicien, rue de Lyon, à Saint-Etienne (Loire).
- Clamens**, ingénieur-constructeur, au Chambon (Loire).

- Claudinon et C^{ie}**, maître de forges, au Chambon (Loire).
- Clerc** (FRANÇOIS), ingénieur aux hauts-fourneaux de Saint-Louis, près Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Clermont**, directeur du service des eaux et du gaz de la ville de Saint-Etienne, 3, rue de la Bourse, à Saint-Etienne.
- Cluzel** (JAMES), ingénieur, 17, rue Cité-Fould, à Nîmes (Gard).
- Coignet** (F.), ingénieur civil à La Terrasse, canton de Touvet (Isère).
- Coince** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 31, place Saint-Ferdinand (Les Termes), Paris.
- Colin**, régisseur de l'Ardoisière de Saint-Lambert et Belle-Rose, à Fumay (Ardennes).
- Collignon** (FÉLIX), directeur de l'usine à zinc d'Auby, pour la Compagnie royale asturienne des mines, à Auby (Nord).
- Collin**, ingénieur civil des mines, 69, boulevard Richard-Lenoir, Paris.
- Combe**, ingénieur représentant la Compagnie des 4 mines réunies de Graissessac, avenue de la Gare, à Perpignan (Pyrénées-Orientales).
- Combeau** (E.), contrôleur des combustibles à la Compagnie des chemins de fer P.-L.-M., place Fourneyron, à Saint-Etienne (Loire).
- Combelles** (A.), ingénieur, 214, boulevard Pereire, Paris.
- Combet** (ANTOINE), chef de service aux mines de Belmez, province de Cordoue (Espagne).
- Comité** des houillères du Nord et du Pas-de-Calais, à Douai (Nord).
- Comité** des houillères de Saint-Etienne.
- Compagnie de Fives-Lille**, 64, rue Caumartin, à Paris.
- Compagnie** des fonderies et forges de l'Horme.
- Compagnie** des mines de Vicoigne et Nœux, à Nœux-les-Mines (Pas-de-Calais).
- Compagnie** des mines de Carmaux (Tarn).
- Compagnie française** des mines du Laurium, 27, rue Laffitte, Paris.
- Conte** (J.), ingénieur aux mines de Bruay (Pas-de-Calais).
- Coppée** (EVENCE), ingénieur-constructeur, 68, boulevard d'Anderlecht, à Bruxelles (Belgique).
- Corbière**, ingénieur de la Société des plâtrières du Sud-Est, à Saint-Jean-de-Maurienne (Savoie).
- Cordier** (EDMOND), ingénieur des Arts et Manufactures, sous-directeur des usines de produits chimiques de la Société de Saint-Gobain, Chauny et Cirey, à Montluçon (Allier).
- Cordier**, contrôleur de fabrication du matériel de la Compagnie P.-L.-M., à Alais (Gard).
- Cornevin** (MARCEL), ingénieur des ateliers de construction à La Ville-Gazet (dépendances des usines de Saint-Jacques), à Montluçon (Allier).
- Cornuault** (EMILE), directeur de la Compagnie du gaz et des hauts-fourneaux de Marseille et des mines de Portes, administrateur des mines de Dourges, 21, rue de Madrid, Paris.
- Coste** (EMILE), ingénieur aux hauts-fourneaux de Chasse (Isère).
- Coste** (LOUIS), ingénieur aux mines de Montvicq (Allier).
- Cosset** (EDOUARD), constructeur-mécanicien, 3, rue de Toul, à Lille (Nord).

- Couchoud** (ANTONIN), ingénieur à la houillère de Comberigol, à La Grand-Croix (Loire).
- Couderc** (HENRI), ingénieur des mines de Prades et de Niegles, à La Chastagnière, par Pont-de-Labeaume (Ardèche).
- Couffignal** (P.-G.), ingénieur en chef des forges et ateliers de La Chaléas-sière, à Saint-Etienne (Loire).
- Coulet** (JULES), ingénieur à Salindres (Gard).
- Coursier** (MARCEL), ingénieur de la Compagnie des mines d'Ostricourt, à Oignies (Pas-de-Calais).
- Courtin** (A.), directeur des houillères de la Compagnie de Commentry-Fourchambault, à Commentry (Allier).
- Courtin** (HENRI), ingénieur de la Société des eaux de Barcelone, Paseo de Gracia, 52, à Barcelone (Espagne).
- Countrot** (HENRI), ingénieur à la Compagnie des mines de Marles, à Auchel (Pas-de-Calais).
- Craponne** (LOUIS), ingénieur aux mines de Marles (Pas-de-Calais).
- Crédit Lyonnais** (Service des études financières), 19, boulevard des Italiens, Paris.
- Crépin** (L.-CH.), ingénieur-divisionnaire à la Compagnie des mines de Béthune, à Bully-Grenay (Pas-de-Calais).
- Criener**, ingénieur civil, 23, rue de la Chaussée-d'Antin, Paris.
- Cros** (JOSEPH), ingénieur de la Société de Huta-Bankowa, à Dombrowa (Pologne russe).
- Crozet** (J.-C.), ingénieur-constructeur, au Chambon (Loire).
- Crozet** (EMILE), ingénieur au Chambon (Loire).
- Culmann** (LOUIS), ingénieur-directeur des houillères de Frankenholz, près Bexbach, Palatinat (Bavière).
- Cunit** (CHARLES), ingénieur civil des mines, 28, rue d'Enghien, à Lyon.
- Currières de Castelneau (de)** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, à Saint-Etienne.
- Czyszkowski** (STÉPHEN), ingénieur civil des mines, 4, rue Mogador prolongée, Paris.
- Daléas** (P.), ingénieur civil des mines, 58, rue de Rome, Paris.
- Dalverny** (ACHILLE), ingénieur de la Société houillère de Rochebelle, à Alais (Gard).
- Dalzon** (AIMÉ), ingénieur de la Compagnie des aciéries de la Marine et des Chemins de fer, aux usines de Saint-Chamond (Loire).
- Damon.**
- Danel** (LÉONARD), vice-président du Conseil d'administration des mines de Lens, à Lille (Nord).
- Danton**, ingénieur, fondateur des mines de fer de l'Anjou, 11, avenue de l'Observatoire, Paris.
- Darodes** (GEORGES), ancien élève des Ecoles polytechnique et des mines de Paris, ingénieur divisionnaire de la Compagnie des mines de La Grand-Combe, 17, rue Haxo, Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Darphin** (PIERRE), ingénieur aux mines d'Anzin, à Bruay-Thiers (Nord).
- Dastarac** (ALBERT), ingénieur, chef de service aux usines de Tamaris (Gard).

- Davy**, ingénieur, chef de service de la Société des Aciéries, Hauts-Fourneaux et Forges de Trignac, à Châteaubriant (Loire-Inférieure).
- Dayras** (EDMOND), ingénieur principal de la mine de Commentry (Allier).
- Dax** (GEORGES), ingénieur, rue de Rome, 89, à Marseille.
- Debicki** (M.), ingénieur, fabricant de produits chimiques, à Hennebont (Morbihan).
- Decœur**, ingénieur de la Société anonyme des chaux et ciments du Teil, au Teil (Ardèche).
- Decorps** (ALEXANDRE), secrétaire du directeur général de la Société de Commentry-Fourchambault, à Commentry (Allier).
- Decout** (LOUIS), ingénieur aux mines d'Anzin, à Denain (Nord).
- Defaix** (JOSEPH), ingénieur aux mines de Kébao, par Hai-Phong (Tonkin).
- Déflassieux** (B.), ingénieur-directeur des ateliers Déflassieux frères, à Rive-de-Gier (Loire).
- Dehu** (ARTHUR), ingénieur des charbonnages de Monceau-Fontaine, à Forchies (Belgique).
- Déjardin** (LOUIS), ingénieur principal au Corps des mines de Belgique, rue du Jardin-Botanique, 40, à Liège (Belgique).
- Delafond** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, à Chalon-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Delafosse** (LÉON), ingénieur-divisionnaire aux mines de Tréllys, au Martinet (Gard).
- Delas** (JEAN), directeur des mines de Cublac et du Lardin, par Cublac, à Terrasson (Dordogne).
- Delaval** (LOUIS), ingénieur-directeur des mines d'Aniche, division de Douai, à Sin, près Douai (Nord).
- Delay**, ingénieur, chef de service à l'usine de Boucau, près Bayonne (Basses-Pyrénées).
- Delcroix** (F.), de la maison Delcroix frères, rue de la Station, 5, à Douai (Nord).
- Delinières** (ELIE), ingénieur associé de la Société Mignon, Ronart et Delinières, constructeur, à Montluçon (Allier).
- Delmiche** (JEAN), ingénieur-directeur de la Compagnie des mines de Drocourt, à Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Demenge**, ancien élève de l'Ecole polytechnique, ingénieur aux forges de Châtillon et Commentry, avenue de la Gare, 4, à Montluçon (Allier).
- Demeure**, maître de forges, à Air-sur-la-Lys (Pas-de-Calais).
- Demmler** (A.), ancien capitaine d'artillerie, 11 bis, avenue Jules-Janin, Passy-Paris.
- Demmler**, ingénieur, 5, avenue Lakanal, à Bourg-la-Reine (Seine).
- Demont**, architecte, à Commentry (Allier).
- Demonet** (FRANÇOIS), directeur de la mine de fer de Laxou, 19, rue de la Commanderie, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Denier**, ingénieur à Brioude (Haute-Loire).
- Denis** (LOUIS), directeur-divisionnaire de la Compagnie d'Anzin, à Denain (Nord).

- Denoyelle**, chef du service de l'exploitation de la Compagnie des forges de Châtillon et Commentry, 19, rue de La Rochefoucauld, Paris.
- Desailly** (L.), ingénieur aux mines de Liévin (Pas-de-Calais).
- Desbans** (JOSEPH), ingénieur de la Société du Grand-Filon, à Romanèche (Saône-et-Loire).
- Desbief**, ingénieur civil, 30, rue de la Bourse, à Saint-Etienne (Loire).
- Desbief** (MAURICE), vice-président de la Société scientifique et industrielle, 61, rue Paradis, à Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Deshayes** (VICTOR), ingénieur, 44, avenue de Douai, à Denain (Nord).
- Deshons** (ALFRED), ingénieur aux mines de Decazeville (Aveyron).
- Deshouillères**, ingénieur à Thio (Nouvelle-Calédonie).
- Desjoyeaux** (M.), ingénieur civil, 25, rue Gambetta, à Saint-Etienne.
- Desjuzeur**, ingénieur à l'usine d'Assailly, près Lorette (Loire).
- Desmaisons**, ingénieur-gérant de la Compagnie anonyme des verreries, manufactures de glaces et produits chimiques d'Aniche, à Aniche (Nord).
- Desroziers** ✱, ingénieur expert près le Conseil de Préfecture de la Seine, 74, rue Condorcet, Paris.
- Desvignes**, ingénieur-directeur de la mine du Cros, au Cros, près Saint-Etienne (Loire).
- Détanger** (ALEXANDRE), ingénieur aux forges de l'Adour, à Boucau (Basses-Pyrénées).
- Deumié** (G.), ingénieur aux mines de El Cerro, Huelva (Espagne).
- Deverne**, ingénieur de la Compagnie de Douchy, à Louches (Nord).
- Devillaine** ✱, directeur de la Société anonyme des houillères de Mont-rambert et La Béraudière, 11, rue de Roanne, à Saint-Etienne (Loire).
- Devillard**, ingénieur aux mines de La Béraudière, près Saint-Etienne (Loire).
- Déville** (J.-B.), ingénieur-directeur des houillères de Bosmoreau, par Bourganeuf (Creuse).
- Déville** (VINCENT), ingénieur de la maison G. Guitet, 50, rue Paradis, Paris.
- Devun**, ingénieur aux mines de la Loire, à Villars (Loire).
- Devun** (CLAUDIUS), ingénieur aux mines de Campagnac, à Cransac (Aveyron).
- Dignaron** (JACOBÉ), ingénieur en mission dans la baie de Tourane (Annam).
- Dineq** (ACHILLE), administrateur-délégué de la Compagnie de Bruay, 20, square Saint-Pierre, à Douai (Nord).
- Dinoire** (G.), ingénieur aux mines de Lens, à Liévin (Pas-de-Calais).
- Dirand** (GEORGES), ingénieur aux mines de Nœux, à Vicoigne (Pas-de-Calais).
- Directeur** des houillères de Commentry, à Commentry (Allier).
- Directeur** de la Société minière et métallurgique de Peñarroya, à Peñarroya, province de Cordoue (Espagne).
- Directeur** de la fonderie de canons de Bourges (Cher).
- Directeur** des mines de Decize, à La Machine (Nièvre).
- Directeur** des mines du Laurium, à Ergastéria-Laurium (Grèce).

- Directeur** de la Compagnie des houillères de Saint-Chamond, à Saint-Chamond (Loire).
- Directeur** de la Compagnie des mines de La Calle, 31, rue Breteuil, à Marseille.
- Directeur** de la Société générale pour la fabrication de la dynamite, 17, rue d'Aumale, à Paris.
- Directeur** de la Société civile des mines de Ronchamp (Haute-Saône).
- Directeur** général de la Société des Aciéries de Longwy, à Mont-Saint-Martin (Meurthe-et-Moselle).
- Direction** de la Compagnie des forges d'Audincourt et dépendances, à Audincourt (Doubs).
- Direction** générale des mines et usines de Son Altesse Impériale l'archiduc Albert, au château de Teschen (Silésie-Autrichienne).
- Direction** des forges d'Aubin (Aveyron).
- Direction** des houillères de Deneuille, par Villefranche (Allier).
- Direction** de la Société de charbonnages des Bouches-du-Rhône, 12, rue de La Darse, à Marseille.
- Direction** des houillères de Stiring, à Petite-Rosselle, près Forbach (Lorraine).
- Direction** des forges de Saint-Nazaire (Loire-Inférieure).
- Doise** (SOSTHÈNE), ingénieur aux mines de Meurchin (Pas-de-Calais).
- Domage** H., ingénieur directeur de la Société anonyme des charbonnages des Bouches-du-Rhône, 12, rue de la Darse, Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Dombre** (LOUIS), ingénieur-directeur de la Compagnie des mines de Douchy, à Louches (Nord).
- Domergue** (LOUIS), contrôleur des mines, à Alais (Gard).
- Domézon**, ingénieur aux mines de Cessous, à La Jasse, près Chambo-rigaud (Gard).
- Dorion** (JOSEPH), ingénieur civil, répétiteur à l'Ecole centrale, 39 bis, rue de Châteaudun, Paris.
- Dorzée** (FRANÇOIS), administrateur-délégué de la Société anonyme des Ateliers de construction de Boussu, à Boussu, près Mons (Belgique).
- Dougados**, ingénieur au Corps des Mines, à Rive-de-Gier (Loire).
- Doury**, ingénieur aux mines de Marles (Pas-de-Calais).
- Douvreleur**, administrateur de la Société des Houillères de Saint-Etienne et des Aciéries de Firminy, à Veauches (Loire).
- Dovillez**, ingénieur aux mines de Blanzv, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Drillon**, directeur des mines de Sain-Bel (Rhône).
- Driou** (ADRIEN), ingénieur à la Société anonyme des verreries d'Aniche (Nord).
- Dron-Lisbet** (J.), ingénieur civil, manufactures de limes et graisses industrielles, 1, avenue Saint-Maur, La Madeleine-lez-Lille (Nord).
- Druges**, sous-ingénieur mécanicien aux mines de Blanzv, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Dubois**, ingénieur-directeur des mines de Marihaye, à Flémalle-Grande, près Liège (Belgique).

- Dubois** (J.), ingénieur aux Aciéries de Longwy, à Mont-Saint-Martin (Meurthe-et-Moselle).
- Dubois** (JULES), ingénieur-constructeur à Anzin (Nord).
- Dubost** (JULES), ingénieur aux mines de Beaubrun, Saint-Etienne (Loire).
- Dabus** (JULES), ingénieur aux mines d'Anzin, à Thiers, par Bruay (Nord).
- Duc** (HECTOR), ingénieur aux mines de Roche-la-Molière, par Firminy (Loire).
- Ducasse** (HENRY), ingénieur civil des mines de la maison F. et H. Ducasse frères, 4, rue Saint-Hubert, à Bordeaux (Gironde).
- Duchet** (ALEXANDRE), maître de verreries, à Montluçon (Allier).
- Dufour** (CH.), ingénieur, 20, rue de la Sorbonne, Paris.
- Dufrane** (AL.), directeur délégué des obligataires des mines de Czeladz, par Sosnovice, chemin de fer de Varsovie-Vienne (Pologne russe).
- Dujardin-Beaumetz**, ingénieur civil des mines, 147, boulevard Malesherbes, Paris.
- Dumanet**, ingénieur, à Havré (Belgique).
- Dumas** (CAMILLE), ingénieur civil, Les Mages, par Saint-Ambroix (Gard).
- Dumas** (LOUIS), ingénieur des Arts et Manufactures, directeur des usines de Commentry (Allier).
- Damolard**, ingénieur propriétaire, à Bou-Faïma, Kabylie (Algérie).
- Dumont** (ANDRÉ), professeur d'exploitation des mines à l'Université de Louvain, 13, rue de la Laie, à Louvain (Belgique).
- Dumont** (D.), agent général des mines de Béthune, à Bully-Grenay (Pas-de-Calais).
- Dumont** (EMILE), directeur des mines de Crespin-lez-Anzin, Quiévrechain (Nord).
- Dumont** (JULES), représentant de la Compagnie des mines d'Anzin, 53, rue de Châtivesle, à Reims (Marne).
- Duny** (GUSTAVE), directeur-gérant des mines de Saint-Paulet, à Pont-Saint-Esprit (Gard).
- Dupont** (ETIENNE) O ✱, inspecteur général des mines en retraite, 71, rue de Grenelle, Paris.
- Dupont de Dinechin**, ingénieur, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Duporeq** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, à Arras (Pas-de-Calais).
- Dupuis** (EDMOND), sous-directeur adjoint à la Direction de la Compagnie des forges et aciéries de la Marine et des Chemins de fer, à Saint-Chamond (Loire).
- Du Puy** (CHARLES), ingénieur aux mines de Montchanin (Saône-et-Loire).
- Durand** (JOSEPH), ingénieur-directeur de la Compagnie française des mines du Tonkin, Hong-Gay (Tonkin).
- Durand** (O.), directeur des mines de Montchanin (Saône-et-Loire).
- Durand**, ingénieur civil, au Pont-d'Aubenas, par Aubenas (Ardèche).
- Durand**, ingénieur à la Compagnie des mines d'Anzin, à Hérin, par Valenciennes (Nord).

- Durant** (HENRI), ingénieur, inspecteur des charbonnages patronnés par la Société générale pour favoriser l'industrie nationale, 3, Montagne du Parc, à Bruxelles (Belgique).
- Durassier** (LÉON), préparateur à l'Ecole des mines, 53, avenue de Wagram, à Paris.
- Duthu**, ingénieur en chef des hauts-fourneaux et mines de Ria, par Prades (Pyrénées-Orientales).
- Dutreix** (J.), ingénieur à la Compagnie des mines de Dourges, Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Duval**, administrateur-directeur des houillères de Rulhes, 53, rue François I^{er}, Paris.
- Engelbach** (H.), ingénieur de la Compagnie des mines d'Anzin, à Denain (Nord).
- Escale**, ingénieur de la Société des Aciéries de Longwy (Meurthe-et-Moselle).
- Espinasse**, directeur des aciéries du Saut-du-Tarn, près Albi (Tarn).
- Estanove** (EMILE).
- Euverte** ✱, ancien directeur des usines de Terrenoire, 6, rue de Seine, Paris.
- Evrard** (ALFRED) ✱, ingénieur-conseil, ancien directeur général de la Compagnie des forges de Châtillon et Commentry, membre du Conseil de perfectionnement de l'Ecole des mines de Saint-Etienne, 16, avenue de Courbevoie et 2, rue de l'Ouest, près la gare, à Asnières (Seine).
- Evrard** (MAXIMILIEN) ✱, ingénieur civil, poste restante, à Saint-Etienne (Loire).
- Evrard** (PAUL), ingénieur-directeur des mines de Puertollano, par Ciudad-Réal (Espagne).
- Expilly**, inspecteur de la Compagnie P.-L.-M., division des combustibles, à Courbessac, par Nîmes (Gard).
- Eynac** (MARIUS), ingénieur aux mines d'Aniche, à Dechy, près Douai (Nord).
- Fabre** (LE DOCTEUR), médecin des houillères de Commentry, à Commentry (Allier).
- Fabre** (LOUIS), directeur des mines de La Touche, par Sens-de-Bretagne (Ille-et-Vilaine).
- Fabry** (ANTOINE), ingénieur, Lung Arno Torrigiani, 7, à Florence (Italie).
- Fages** (AUGUSTE), directeur des mines de manganèse de Gambatesa, 3, rue Scaliero, à Nice (Alpes-Maritimes).
- Fagès**, agent général des charbonnages de Bernissart, près Condé (Belgique).
- Falconnet** (MICHEL), ingénieur civil des mines, au service de la maison Allatini frères, à Salonique.
- Fassin**, ingénieur de la Compagnie de la Vieille-Montagne, 6, rue Saint-Côme, Montpellier (Hérault).
- Faugière**, contrôleur principal des mines, à Montluçon (Allier).
- Faure** (JOSEPH), ingénieur-directeur de la Compagnie du Djebel-Anini, 65, rue Condorcet, Paris.
- Favier**, ingénieur aux mines d'Anzin, à Denain (Nord).

- Fayard**, ingénieur civil des mines, à Dargoire, par Rive-de-Gier (Loire).
- Faye** (ANDRÉ), ingénieur aux raffineries de Saint-Charles, à Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Fayol** (H.) ✱, directeur général de la Société de Commentry-Fourchambault, 76, boulevard Malesherbes, Paris.
- Fayol** (PAUL), ingénieur-directeur des mines de Perrecy-les-Forges (Saône-et-Loire).
- Feer** (PAUL), ingénieur civil, 85, rue d'Assas, Paris.
- Fernier** (FABIEN), ingénieur principal aux mines de Ferfay (Pas-de-Calais).
- Ferry** (EMILE), ingénieur aux usines de Bussy, près Joinville (Haute-Marne).
- Fèvre** (L.), ingénieur au Corps des mines, à Alais (Gard).
- Firminhac** (EUGÈNE), ingénieur civil des mines, 19, boulevard Hausmann, Paris.
- Focquet** (ARMAND), ingénieur aux charbonnages de Mariemont, à Morlanwelz (Belgique).
- Fontaine** (A.), ingénieur au Corps des mines, à Arras (Pas-de-Calais).
- Fontaine**, ingénieur aux mines de Courrières (Pas-de-Calais).
- Fenteilles** (FRANÇOIS), directeur des mines des Bormettes, par La Londe (Var).
- Fougerolle**, ingénieur aux mines de Lens, à Douvrain (Pas-de-Calais).
- Foujols** (B.), ingénieur-directeur des houillères de Saint-Laurs (Deux-Sèvres).
- Fould-Dupont** ✱, maître de forges à Pompey, près Frouard (Meurthe-et-Moselle).
- Fouquemberg**, ateliers de construction et fonderies, à Wasmes, près Mons (Belgique).
- Francieu (de)** (H.), ingénieur attaché à la Société des produits chimiques agricoles, à Agen, boulevard Sylvain-Dumon (Lot-et-Garonne).
- Francieu (de)** (XAVIER), ingénieur aux mines de Blanzay, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- François** (A.), ingénieur en chef des travaux du fond de la Compagnie des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- François** (JOSEPH), ingénieur-constructeur, à Seraing (Belgique).
- Fumat**, ingénieur principal des mines de La Grand'Combe (Gard).
- Galloway** (WILLIAM), Mining Engineer, 19, New-Port-Road, à Cardiff, South-Wales (Angleterre).
- Galtier**, contrôleur des mines, à Albi (Tarn).
- Gambaro**, chef du service des combustibles à la Compagnie des chemins de fer de l'Est, 168, rue Lafayette, Paris.
- Garand** (ALEXANDRE), ingénieur-divisionnaire aux mines de La Malafolie, près Firminy (Loire).
- Garcenod** (AUGUSTE), ingénieur industriel, architecte, à Lille (Nord).
- Garcin** (P.), ingénieur aux mines de La Taupe, près Brassac (Haute-Loire).
- Gardon** (AIMÉ), ingénieur des mines de La Chapelle-sous-Dun, par La Clayette (Saône-et-Loire).

- Garreau** (F.), Professeur à l'Ecole des maltres mineurs d'Alais (Gard).
- Garnier** (JULES) ✱, ingénieur civil, 14, rue de Berlin, Paris.
- Gary**, ingénieur, à Terres-Rouges, par Tournissan (Aude).
- Gasc** (P.), ingénieur-directeur des mines de Giromagny (territoire de Belfort).
- Gauthier** (D.), propriétaire, 5, rue d'Arcole, Saint-Etienne.
- Gavelle**, ingénieur des travaux du jour de la Compagnie des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Gavet**, ingénieur civil, à Lavoulte (Ardèche).
- Geneste, Herscher et C^{ie}** ✱, ingénieurs-constructeurs, 42, rue du Chemin-Vert, Paris.
- Genreau** (PHILIPPE) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, à Clermont-Ferrand, 41, rue Blatin (Puy-de-Dôme).
- Georgiades** (G.), ingénieur des mines, conseil pour mines et usines, à Athènes (Grèce).
- Giband** (J.), ingénieur-directeur de l'aciérie de Hennebont (Morbihan).
- Gibon** ✱, ancien directeur des forges de Commentry, 42, rue de Grenelle, Paris.
- Gillet-Pâris** (PAUL), ingénieur civil des mines, directeur des usines de la Société du « métal delta » (Saint-Denis), rue Legendre, 136, Paris.
- Girard** (F.), ingénieur civil des mines, à Rive-de-Gier (Loire).
- Giros** (ANDRÉ), ingénieur directeur des hauts-fourneaux de Marnaval, par Saint-Dizier (Haute-Marne).
- Gladysz.**
- Glépin**, ingénieur civil, 112, Grande-Rue, à Alais (Gard).
- Glépin** (HENRI), professeur d'exploitation à l'Ecole d'industrie et des mines du Hainaut, 3, avenue d'Havré, à Mons (Belgique).
- Glorieux**, ingénieur, à Alais (Gard).
- Gobbe** (EMILE), ingénieur à la verrerie Penchot (Aveyron).
- Gobiet** (E.-J.), ingénieur civil, à Mährisch-Ostrau (Moravie-Autrichienne).
- Goffart**, directeur-gérant de la Société anonyme des charbonnages de Herve-Wergifosse, à Herve (Belgique).
- Gollion** (JOANNY), ingénieur aux mines de l'Escarpelle, près Douai (Nord).
- Gonnet** (HENRI), ingénieur de la fosse n° 6, Sailly, par Béthune (Pas-de-Calais).
- Gonthier** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, à Chambéry (Savoie).
- Gouin** (FÉLIX), élève à l'Ecole centrale, 29, avenue Trudaine, Paris.
- Goumoëns (de)**, ingénieur-directeur des mines de Ronchamp, à Ronchamp (Haute-Saône).
- Gounot**, ingénieur, via Lincoln, à Palerme (Sicile).
- Gouvy** ✱, fabricant d'aciers, à Dieulouard (Meurthe-et-Moselle).
- Graffin** ✱, directeur de la Compagnie des mines de La Grand'Combe, à Marseille.
- Graillot** (LÉONARD), ingénieur du matériel des mines de Blanzly, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).

- Grand** (E.), ingénieur civil, Lices du Nord, à Albi (Tarn).
- Grand'Eury** (C.) ✱, correspondant de l'Institut, professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne.
- Grange** (A.), ingénieur-directeur à La Vieille-Montagne, usine de Viviez (Aveyron).
- Grey** (RENÉ), ingénieur en chef des mines de Karwin, via Oderberg (Silésie-Autrichienne).
- Grille** (JULES), ingénieur civil, 11, rue Nicolas-Mesnager, à Rouen (Seine Inférieure).
- Griot**, ingénieur-divisionnaire aux mines de Montrambert, près Saint-Etienne (Loire).
- Grobot** (G.), ancien élève de l'Ecole polytechnique, directeur de l'usine d'Assailly, à Lorette (Loire).
- Gromier** (G.), directeur des mines d'Allevard (Schneider et C^{ie}) (Isère).
- Grosjean**, ingénieur civil, secrétaire du Conseil d'administration des mines de Montrambert et La Béraudière et chef du service des titres des mines de la Loire. 4, quai de l'Hôpital, à Lyon.
- Groslier**, ingénieur, à Bézenet (Allier).
- Gruner** (EDOUARD), ingénieur-adjoint au Conseil d'administration de MM. de Dietrich et C^{ie}, secrétaire du Comité central des houillères de France, 6, rue Férou, Paris.
- Gruner** (THÉODORE), ingénieur, à Ronchamp (Haute-Saône).
- Gudin du Pavillon**, ingénieur aux mines de Portes (Gard).
- Guary** (HENRI), directeur général de la Compagnie des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Guenez**, directeur des ateliers des mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Guérin**, directeur de la faïencerie de Lunéville (Meurthe-et-Moselle).
- Guillemin-Tarayre** (E.), ingénieur, 15, rue Guttemberg, parc des Princes, à Boulogne-sur-Seine (Seine).
- Guilhaumat** (ALBERT), ingénieur-directeur de la Compagnie des houillères de Saint-Chamond, à Saint-Chamond (Loire).
- Guilhaumat** (JULES), directeur des Houillères et fonderies de l'Aveyron, à Decazeville (Aveyron).
- Guillon**, directeur des mines de La Maurienne, à Saint-Michel (Savoie).
- Guinamard**, ingénieur aux mines de Perrecy-les-Forges (Saône-et-Loire).
- Guinard** (GEORGES), ingénieur du matériel de la Compagnie des mines de Roche-la-Molière et Firminy, à Firminy.
- Guinard** (HENRI), ingénieur du Gouvernement malgache, à Tananarive (Madagascar).
- Guyot** (EDMOND), ingénieur des Arts et Manufactures, 10, rue Gambetta, Saint-Etienne.
- Hacha** (ALFRED), directeur des hauts-fourneaux de la Société métallurgique Dniéprovienne du Midi de la Russie, Zaporage-Kamenskoïé, chemin de fer Catherine, Gouvernement d'Ekaterinoslaw (Russie méridionale).
- Halbrecq**, ingénieur-mécanicien, à Mons (Belgique).
- Hallopeau** (ALFRED), ingénieur-métallurgiste, professeur à l'Ecole centrale des Arts et Manufactures, ingénieur de la Compagnie des chemins de fer P.-L.-M., 124, boulevard Magenta, Paris.

- Hanarte** (GUSTAVE), ingénieur, 21, rue Bertaimont, à Bruxelles (Belgique).
- Hanrez** (PROSPER), ingénieur, 190, chaussée de Charleroi, à Bruxelles (Belgique).
- Hansel** (A.), ingénieur civil des mines, à Bedange, par Audun-le-Tiche (Lorraine).
- Hardy** (E.), ingénieur, 27, rue des Fontis, Paris.
- Harmet**, ingénieur-directeur des Forges et Aciéries de Saint-Etienne.
- Harmegnies**, fabricant de cordes, à Anzin (Nord).
- Harmegnies** (Jean), ingénieur des Arts et Manufactures, associé de la maison Vertongen-Harmegnies, fabricant de câbles, à Auby-lez-Douai (Nord).
- Haton de la Goupillière** O , inspecteur général des mines, membre de l'Institut, directeur de l'Ecole nationale supérieure des mines, 60, boulevard Saint-Michel, Paris.
- Hatzfeld**, ingénieur civil des mines, 3, rue de Metz, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Havard-Duclos**, ingénieur attaché aux mines de Lens (Pas-de-Calais).
- Hayez** (PAUL), maître de verreries, à Aniche (Nord).
- Héliot** (JULES), directeur de la Compagnie des mines de l'Escarpelle, près Douai (Nord).
- Hély d'Oissel**, administrateur de la Société de Saint-Gobain, Chauny et Cirey, 12, rue Pierre-Charron, Paris.
- Hempel** (JOACHIM), ingénieur aux mines de Czeladz, par Sosnowice (chemin de fer de Varsovie-Vienne) (Pologne-Russe).
- Hennecart**, ingénieur-directeur de la Manufacture de glaces, à Montluçon (Allier).
- Henry** (ADOLPHE) , ingénieur en chef au Corps des mines, ingénieur en chef du matériel et de la traction des Chemins de fer P.-L.-M., 16, rue de la Grange, à Saint-Mandé (Seine).
- Hermet**, ancien directeur des mines de Mòges-Coste, propriétaire à Sainte Florine (Haute-Loire).
- Hessel** (PAUL), ingénieur, 5, rue Saint-Denis, Paris.
- Heurteau** (EMILE) O , ingénieur au Corps des mines, 17, rue de Clichy, Paris.
- Heusschen** (ERNEST), ingénieur civil, directeur des mines de Guerrouma, à Palestro (Algérie).
- Hinstin** (J.), administrateur-directeur de la Société l'Industrie, 11, rue Saint-Florentin, Paris.
- Hirsch** , ingénieur en chef au Corps des ponts et chaussées, 1, rue Castiglione, Paris.
- Holtzer** (MAISON), maître de forges, à Unicux, près Firminy (Loire).
- Holtzer** (ALFRED), ingénieur aux houillères de Saint-Etienne.
- Holtzer** (PAUL), ingénieur - divisionnaire aux houillères de Saint-Etienne.
- Huchon** (JOSEPH), ingénieur des mines du Grosménil, par Sainte-Florine (Haute-Loire).
- Hugot**, directeur des Forges et Aciéries de Firminy, à Firminy (Loire).

- Hulster (de)**, entrepreneur de sondages, à Montchanin-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Humblot**, ingénieur-directeur des exploitations aux mines de Carmaux, à Carmaux (Tarn).
- Hutter** (AIMÉ), ingénieur, à Rive-de-Gier (Loire).
- Hutter** (MARCEL), ingénieur-directeur des affaires maritimes de la Société des hauts-fourneaux et forges de Denain, 11, rue du Jeu-de-Paume, à Dunkerque (Nord).
- Ichon** (JULES) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, à Alais (Gard).
- Imbert frères**, constructeurs, à Saint-Julien-en-Jarez, près Saint-Chamond (Loire).
- Imbert** (ANTOINE), ingénieur-directeur des établissements hydrauliques de Bellegarde (Ain), 58, cours d'Herbouville, à Lyon.
- Inspection** des mines d'Italie, via Sancta-Susanna, n° 9, à Rome (Italie).
- Jacob**, ingénieur au Corps des mines, à Constantine (Algérie).
- Jacquet** (E), ingénieur à L'Albenc, par Vinay (Isère).
- Jacquier** (A.), ingénieur-directeur des mines de Sablé, à Sablé-sur-Sarthe (Sarthe).
- Janet**, ingénieur au Corps des mines, 85, rue d'Assas, Paris.
- Janoyer**, directeur des forges de Bigny, à Châteauneuf (Cher).
- Jardé** (EMILE), ingénieur-directeur des forges de Tronçais, Compagnie de Châtillon et Commentry (Allier).
- Jardel**, ingénieur aux mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Jasson** (LOUIS), ingénieur aux mines de Giromagny (territoire de Belfort).
- Javal**, administrateur de mines, avenue Friedland, 63, Paris.
- Joannis (de)** (LÉON) ✱, directeur des hauts-fourneaux et fonderies de Brousseval, près Saint-Dizier (Haute-Marne).
- Jordan** (S.), O ✱, professeur à l'Ecole centrale des Arts et Manufactures, 5, rue Viète, avenue de Villiers, Paris.
- Jordanoff** (D), ingénieur des mines à la Direction des travaux publics, à Sofia (Bulgarie).
- Jouniaux** (EMILE), conseiller provincial, agent général des charbonnages du Nord de Charleroi, à Roux (Belgique).
- Judycki** (JOSEPH).
- Julien** (LOUIS), ingénieur de la Société minière et métallurgique de Peñarroya, mines San-Quintin, par Voredas, Ciudad-Real (Espagne).
- Keller** (JEAN), ingénieur civil des mines, 2, rue de Commailles, Paris.
- Koch** (CHARLES), ingénieur, secrétaire du Conseil d'administration de la Société des usines franco-russes, 19, rue des Pyramides, Paris.
- Kolb-Bernard** (G.), directeur-gérant de la Compagnie des mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Kuhn Münch** (EUGÈNE), ingénieur-constructeur, ateliers de construction Bourgeois et Kuhn Münch, à Arras (Pas-de-Calais).
- Labretoigne (de)** (J.), ingénieur amodiatraire de mines et de terrains féodaux, 5, via Saint-Agostino, Palerme (Sicile).
- Lacanne** (FÉLIX), directeur de la Société des hauts-fourneaux de la Providence, à Réhon, près Longwy (Meurthe-et-Moselle).
- Lachadenède (de)**, ingénieur, à Alais (Gard).

- Lachaise** (GEORGES), négociant en fontes et métaux, 46, rue Ordener, Paris.
- Lacroix**, ingénieur aux mines d'Anzin, à Hérin (Nord).
- Laflitte** (HENRI), ancien élève de l'Ecole polytechnique, ingénieur sous-chef des travaux des mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).
- Laforce** MARIUS, ingénieur-directeur des mines de Vaucron, par La Garde-Freinet (Var).
- Lagoutte**, ingénieur aux mines de Ferfay, à Auchel (Pas-de-Calais).
- Laigleaux**, ingénieur, à Petite-Rosselle, près Forbach (Lorraine).
- Lajudie (de)**, ingénieur-directeur des hauts-fourneaux et de l'aciérie Bessemer, à Bessèges (Gard).
- Lallemand**, ingénieur civil, architecte adjoint au maire de Cambrai (Nord).
- Lamarche** (LOUIS), directeur des forges Fould-Dupont, à Pompey (Meurthe-et-Moselle).
- Lamberto-Demarchi**, ingegnere, via Napoli, 65, à Rome (Italie).
- Lamborot**, ingénieur civil, à Arras (Pas-de-Calais).
- Lamy**, ingénieur, 20, quai Fulchiron, à Lyon.
- Landrison**, ingénieur-directeur de la Société des charbons agglomérés du Sud-Est, à Port-de-Bouc (Bouches-du-Rhône).
- Laquet**, constructeur-chaudronnier, à Saint-Julien-en-Jarez, près Saint-Chamond (Loire).
- Lange**, ingénieur principal des mines de Rochebelle, près Alais (Gard).
- Langlade (de)**, maître de forges, à Savignac-Lédrier (Dordogne).
- Lapierre**, directeur des mines et usines de Mèges-Coste, près Brassac (Puy-de-Dôme).
- Lapierre**, ingénieur principal des mines de Garmaux (Tarn).
- Laprade**.
- Larchet** (FRANCISQUE), ingénieur civil, à Yzeure, par Moulins (Allier).
- Lardy**, directeur des forges et aciéries de Basse-Indre (Loire-Inférieure).
- Larivière**, gérant de la Commission des ardoisières d'Angers (Maine-et-Loire).
- Laromiguière**, ingénieur-conseil des houillères de Faymoreau (Vendée), 3, rue Saint-Pantaléon, à Toulouse (Haute-Garonne).
- Lasserre**, ingénieur-régisseur des usines de Decazeville (Aveyron).
- Launay**, ingénieur aux mines de Nœux-les-Mines (Pas-de-Calais).
- Laur** (FRANCIS), ingénieur civil, député de la Seine, 195, rue de l'Université Paris.
- Laurans** (A.), ingénieur au Corps des mines, 70, avenue des Gobelins, Paris.
- Laurens**, géomètre principal de la Compagnie des mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).
- Laurent** (AUGUSTE), ingénieur, chef d'exploitation de la Compagnie des phosphates de France, à Beauquesne (Somme).
- Lavaurs**, chef du service commercial de la Compagnie des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Lavé**, contrôleur principal des mines, à Rive-de-Gier (Loire).

- Laveine** (OSCAR), ingénieur, à Courcelles-les-Lens, par Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Laveissière** (LOUIS), ingénieur, ancien élève des Ecoles polytechnique et des mines, 58, rue de la Verrerie, Paris.
- Lavernède (de)** (F.), à Saint-Jean-de-Maruéjols (Gard).
- Laville** (J.-B.), contrôleur de mines, à Rodez (Aveyron).
- Layre** (H.), ingénieur, à Avèze, par Le Vigan (Gard).
- Leblanc**, ingénieur civil, 22, place Jacquard, à Saint-Etienne (Loire).
- Lebreton**, ingénieur au Corps des mines, à Chalon-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Lecacheux** (VICTOR), chef du service des minières de la Société de Commentry-Fourchambault, 2, rue de la Vallée, à Bourges (Cher).
- Lechat** (VICTOR), ingénieur au Corps des mines de Belgique, 32, rue Hemricourt, à Liège (Belgique).
- Leclaire** (JOSEPH), ingénieur du service de l'air comprimé aux mines de Blanzay, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Leclère**, ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne.
- Ledoux** (CH.) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 3, rue Corneille, Paris.
- Legrand** (EDMOND), ingénieur aux mines d'Anzin, place Verte, à Anzin (Nord).
- Lelièvre** (PAUL), ingénieur aux forges d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Lemay**, ingénieur-directeur des travaux aux mines d'Aniche, à Aniche (Nord).
- Lemièrre**, ingénieur principal de la houillère de Montvicq, près Commentry (Allier).
- Lemonier** (PAUL) ✱, ancien élève de l'Ecole polytechnique, constructeur, maison Sautter, Lemonier et C^{ie}, 26, avenue de Suffren, Paris.
- Lemoumier**, ingénieur civil, 98, rue Cherche-Midi, Paris.
- Lemut**, ingénieur civil des mines, maître de forges, au Closmortier, près Saint-Dizier (Haute-Marne).
- Lencauchez**, ingénieur, 156, boulevard Magenta, Paris.
- Lenclud** (CHARLES), ingénieur civil, Hasnon (Nord).
- Léon** (ALFRED).
- Léon**, ingénieur-directeur du matériel de l'Entreprise, 62, rue Richelieu Paris.
- Lequin**, directeur des fabrications de produits chimiques de la Compagnie de Saint-Gobain, 9, rue Sainte-Cécile, Paris.
- Leroy** (ALBERT), directeur des mines de Bruay, à Bruay (Pas-de-Calais).
- Leroy**, ingénieur aux mines de Lens (Pas-de-Calais).
- Leseure** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, directeur de l'Ecole des mines de Saint-Etienne.
- Lespinats (de)** (VICTOR), administrateur-délégué de la Société métallurgique de Champigneulles et Neuves-Maisons, à Pont-Saint-Vincent (Meurthe-et-Moselle).
- Letaud** (HENRI), administrateur-directeur des fonderies et forges de l'Eure, à Conches (Eure).

- Le Teneur**, ingénieur civil, 1, rue Jeanne-d'Arc, Nîmes (Gard).
- Letourneau** (TH.), ingénieur principal de la Société de carbonisation 87, rue Lafayette, Paris.
- Levavasseur**, ingénieur-mécanicien de la Compagnie de Béthune, à Bully-Grenay (Pas-de-Calais).
- Léveillé** (E.-M.), ingénieur des mines de houille et schistes bitumineux de Saint-Hilaire (Allier).
- Lévêque** ✱, directeur des hauts-fourneaux de la Compagnie de l'Horme au Pouzin (Ardèche).
- Le Verrier** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, professeur de métallurgie au Conservatoire des Arts et Métiers, avenue Victor-Hugo, 40, Paris.
- Levet** (C.), représentant de la maison L. Galland, constructeur à Chalon-sur-Saône.
- Lévy** ✱, ingénieur au Corps des mines, 9, rue du Logelbach, Paris.
- Lévy** (AUGUSTE), ancien élève des Ecoles polytechnique et des mines, ingénieur de la Compagnie parisienne du gaz, 6, rue Condorcet, Paris.
- Lévy** (CHARLES), ingénieur-directeur des houillères de Bézenet et des Ferrières (Compagnie des forges de Châtillon et Commentry), à Bézenet (Allier).
- Lévy** (JOSEPH) ✱, ingénieur-administrateur de mines, 103, boulevard Malesherbes, Paris.
- Leydier** (TH.), ingénieur civil, directeur des mines de Layon-sur-Loire, par Chalonnnes (Maine-et-Loire).
- Lhomme** (EMILE), ingénieur, 50, rue Saint-Placide, Paris.
- Libotte**, ingénieur des mines de Fléchinelle, à Estrée-Blanche (Pas-de-Calais).
- Linder** C ✱, inspecteur général au Corps des mines, 38, rue du Luxembourg, Paris.
- Lippmann** (EDOUARD) ✱, l'un des associés gérant de la maison Degousée, Ch. Laurent et C^{ie}, 36, rue de Chabrol, Paris.
- Lodin** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, professeur de métallurgie à l'Ecole nationale supérieure des mines, 4, avenue du Trocadéro, Paris.
- Lombard**, ingénieur à la Compagnie houillère de Bessèges (Gard).
- Lombard** (LOUIS), ingénieur de la Société des mines d'or de Faria, à Cogonhas de Sabaro (Minas Geraës) (Brésil).
- Long** (ALFRED), directeur des mines et usines de Manosque, à Manosque (Basses-Alpes).
- Lopez** (SANTIAGO), ingénieur de la maison Lopez Puerta Ferrisa n° 1, à Barcelone (Espagne).
- Lougnon**, ingénieur aux forges de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Luc**, ingénieur aux mines de Ronchamp (Haute-Saône).
- Magnien** ✱, directeur des forges de l'Adour, à Boucau (Basses-Pyrénées).
- Magnon** (ANSELME), professeur à l'Ecole des maîtres mineurs d'Alais (Gard).

- Mahler** (PIERRE), ingénieur civil des mines, 372, rue Saint-Honoré, Paris.
- Maillard** (GEORGES), ingénieur aux mines de Lens (Pas-de-Calais).
- Mailliet**, ingénieur constructeur de machines, à Anzin (Nord).
- Mairine**, ingénieur civil, à Luchapt (Vienne).
- Majer de Lewalt** (R.), ingénieur-directeur de la division de Nancy de la Société des forges et aciéries du Nord et de l'Est, à Jarville, près Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Malatray**, ingénieur de la Compagnie des mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Malissard-Taza** (PAUL), ingénieur des Arts et Manufactures, à Anzin (Nord).
- Mallard** O ✱, inspecteur général au Corps des mines, membre de l'Institut, professeur de minéralogie à l'Ecole des mines, 11, rue de Médecis, Paris.
- Mallet**, ingénieur aux mines de Rochebelle, près Alais (Gard).
- Malot** (CHARLES), sous-ingénieur du service des combustibles aux chemins de fer du Nord, 68, rue Mazarine, Paris.
- Malterre** (P.), ingénieur civil, 20, rue Saint-Jean, Saint-Etienne.
- Manbès** ✱, métallurgiste, négociant en métaux, 1, rue Childebert, Lyon.
- Manigler**, ingénieur, 135, boulevard Magenta, Paris.
- Manigler** (STÉPHAN), directeur des mines de Bert, par Le Donjon (Allier).
- Marange** (E.), directeur de la saline de Sommerviller, près Dombasles (Meurthe-et-Moselle).
- Marcotelles**, directeur des mines de Méjanel, par Séverac-le-Château (Aveyron).
- Marcotelles** (JOSEPH), ingénieur civil, rue des Carrières, 69, à Charenton (Seine).
- Marduel** ✱, administrateur des forges et aciéries de Saint-Etienne, 20, rue de la Bourse, Saint-Etienne.
- Marignier**, ingénieur, fabricant de chaux et ciment, à Joze, près Maringues (Puy-de-Dôme).
- Marion** (AUGUSTE), administrateur des mines de la Compagnie Guadalupe Bolivia, via Buénos-Ayres et Tupiza (Bolivia).
- Marle**, ingénieur aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Marrel** (JULES), de la maison Marrel frères, maîtres de forges, à Rivede-Gier (Loire).
- Marsaut** (J.-B.), ingénieur-directeur de la Compagnie houillère de Bessèges (Gard).
- Martel**, agent commercial de la Compagnie des mines et forges d'Alais, 24, rue Pavillon, à Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Martelet** O ✱, ingénieur en chef des mines.
- Martenot**, ingénieur civil des mines, au château de Forges, près Commeny (Allier).
- Martin** (EUGÈNE), ingénieur de la Société l'éclairage électrique, 112 bis, rue de Rennes, Paris.
- Martin** (CHARLES), ingénieur divisionnaire des mines d'Aubin, à Cransac (Aveyron).

- Martin** (XAVIER), ingénieur divisionnaire aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Martinet**, ingénieur aux mines de Commentry (Allier),
- Martinet** (VICTOR), chef de service de l'atelier de lavage et de carbonisation aux mines de Commentry (Allier).
- Martinière (de la)** (ALF.), directeur gérant de la Société des forges de Montataire, 24, rue Béranger, Paris.
- Massieu** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 18, avenue d'Antin, Paris,
- Masson**, ingénieur en chef aux mines d'Aubin, à Aubin (Aveyron).
- Masson** (LOUIS), contrôleur des mines, à Béthune (Pas-de-Calais).
- Matheron** (E.), ingénieur-directeur de la C^e houillère et métallurgique de Belmez, Peñarroya (Cordoba), Espagne.
- Matheron** (J.-C.), ingénieur aux houillères de Bessèges, à Rochessadoule, par Robiac (Gard).
- Mathet**, ingénieur en chef des mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Mathet** (LÉON), ingénieur aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Mathet** (PROSPER), ingénieur à Saint-Etienne.
- Mathevon** (CAMILLE), ingénieur aux mines du Lac, à Privas (Ardèche).
- Mathevon** (HENRI), ingénieur aux usines de Lavoulte (Ardèche).
- Mathieu** (EUGÈNE), ingénieur-constructeur, rue Courlancy, 34, à Reims (Marne).
- Mathieu** (SIMON), ingénieur, chef d'exploitation de la mine Lagunazo, Société des mines de cuivre d'Alosno, province de Huelva (Espagne).
- Mattalia** (JOSEPH), ingénieur aux mines de Belmez, province de Cordoue (Espagne).
- Maurice** (JOSEPH), ingénieur de la Compagnie française de Segovia, à Medellin, état d'Antioquia (Colombie).
- Maurice** (PAUL-ÉTIENNE), ingénieur aux mines de Lens, à Vendin-le-Vieil, fosse n^o 8 (Pas-de-Calais).
- Maussier**, ingénieur civil, à Saint-Galmier (Loire).
- Mazodier**, ingénieur aux mines de Montrambert (Loire).
- Ménessier**, ingénieur-directeur de l'usine Thiollière, à L'Horme, près Saint-Chamond (Loire).
- Mercier**, percepteur, à Montoux (Vaucluse).
- Mercier** (FRANÇOIS), directeur des hauts-fourneaux de Chasse, près Givors (Isère).
- Mercier** (LOUIS), ingénieur aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Mercier** (N.), chimiste du service des mines de La Régence, à Tunis.
- Mesuré**, ingénieur aux usines de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Métivet** (AMBROISE), contrôleur des mines, 163-165, rue Saint-Antoine, Paris.
- Metz** (ÉDOUARD), maître de forges, à Eich-lez Luxembourg (Grand-Duché de Luxembourg).
- Meurgey** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 7, rue de Thionville, à Toulouse (Haute-Garonne).

- Micaud** (JULES), ex-ingénieur en chef des mines de Béthune, expert près le Conseil de préfecture de la Seine, 6, rue Herschel, Paris.
- Michallet** (JOANNÈS), de la maison Mouille, à Saint-Julien-en-Jarez, près Saint-Chamond (Loire).
- Michalowski**, ingénieur aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Michard** (J.), représentant de la Société civile des mines de bitume et d'asphalte du Centre, rue Judaïque, 107, à Bordeaux (Gironde).
- Michel**, ingénieur à la teinturerie Gillet, à Izieux, près Saint-Chamond (Loire).
- Micol**, fabricant de produits minéraux et végétaux, à La Terrasse-en-Doizieu (Loire).
- Mignot** (ANDRÉ), ingénieur-chimiste à l'usine Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Milsom**, ingénieur aux mines de La Tafna, à Beni-Saf (Algérie).
- Minier**, ingénieur aux mines de Ronchamp (Haute-Saône).
- Mire**, ingénieur civil, 9, rue du Bas-Tardy, Saint-Etienne (Loire).
- Mire** (P.), ingénieur civil, 42, rue Beaujon (Paris).
- Mittard** (BAPTISTE), ingénieur à Azuaga Mina Triana, par L. Lerma, provincia de Badajoz (Espagne).
- Molliet** (J.), ingénieur en chef de la Société minière de Ticapampa, Huaraz, département d'Ancachs, Pérou, via Southampton y Panama.
- Monet**, ingénieur aux mines de L'Escarpelle, près Douai (Nord).
- Monier** (LOUIS), ingénieur aux mines de La Machine (Nièvre).
- Montavès** (MANUEL), sous-directeur des mines d'Aller, à Ujo, Asturies (Espagne).
- Montgolfier** (de) O ✱, ingénieur en chef des ponts et chaussées, directeur des forges et aciéries de la Marine et des chemins de fer, à Saint-Chamond (Loire).
- Morel** (JOSEPH), ingénieur aux houillères de Charbonnier (Puy-de-Dôme).
- Morgues** (de), directeur des houillères de Saint-Eloy (Puy-de-Dôme).
- Morineau** (E.), ingénieur, 94, boulevard Raspail, Paris.
- Morris** (LOUIS), ingénieur en chef des aciéries de Terni (Italie).
- Mortier** (P.), ingénieur-directeur de la Société d'éclairage électrique de Saint-Etienne, rue du Treuil, Saint-Etienne.
- Mouchet** (E.), ingénieur, à Ganges (Hérault).
- Muguet** (CL.), ingénieur aux Houillères de Saint-Etienne.
- Murgue**, ingénieur divisionnaire aux mines de Bessèges (Gard).
- Nagel**, ingénieur-directeur des houillères des Salles et Montalet, à Gagnières, près Bessèges (Gard).
- Naissant**, chef des ateliers des mines de Lens (Pas-de-Calais).
- Nan**, ingénieur-directeur de la Société des mines de Villebœuf, à Saint-Etienne.
- Nauts**, consul de Belgique, fabricant de câbles métalliques, successeur de MM. de Mot et C^{ie}, à Valenciennes (Nord).
- Nègre**, agent de la Compagnie de Mokta-el-Hadid, 20, rue d'Avéjan, à Alais (Gard).

- Nesterowsky** (NICOLAS), ingénieur aux mines de Bérézowse, près Ekaterinbourg (Gouvernement de Perm) (Russie).
- Nicolas** (PAUL), ingénieur aux hauts-fourneaux de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Nivoit** (EDMOND) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, professeur à l'Ecole des ponts et chaussées, 2, rue de la Planché, Paris.
- Noblet** (J.), ingénieur, à Sin-le-Noble (Nord).
- Nony** (EUGÈNE), ingénieur des mines de La Tafna, à Beni-Saf, province d'Oran (Algérie).
- Noüel** (ARMAND), ingénieur aux forges de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Nougarede**, directeur des houillères d'Épinac (Saône-et-Loire).
- Noviant**, ingénieur aux mines de Beni-Saf, par Ain-Temouchent (Algérie).
- Nugue**, ingénieur, Maison Pinette, à Chalon-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Obé** (L.), ingénieur-directeur des houillères de Doyet (Allier).
- Olivier**, ingénieur aux mines de Gagnières, près Bessèges (Gard).
- Olry** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, rapporteur de la Commission des machines à vapeur, 6 bis, cité Malesherbes, rue des Martyrs, Paris.
- Osmond** (F.), ingénieur des Arts et Manufactures, 83, boulevard de Courcelles, Paris.
- Ovigneur** (GUSTAVE), agent commercial de la Société des mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).
- Ozier** (PAUL), ingénieur, 20, rue Juiverie, Lyon.
- Pailès** (L.), ingénieur de la Compagnie générale des mines et travaux publics du Honduras, 25, avenue Trudaine (Paris).
- Panse** (PAUL), ingénieur aux forges et aciéries Martin, à Bessèges (Gard).
- Papel** (E.), ingénieur, à Saint-Yrieix (Haute-Vienne).
- Parent** (FÉLIX), ingénieur, Rey-Francisco, n° 10, Madrid (Espagne).
- Parent** (LUCIEN), ingénieur des fabrications à la Compagnie des mines d'Anzin (Nord).
- Parisse** (FERDINAND), ingénieur divisionnaire aux mines de Firminy (Loire).
- Parodi** (LORENZO), ingénieur, 65, Borgo Cappuccini, à Livourne, Toscane (Italie).
- Parran** (A.) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, directeur général de la Compagnie des minerais de fer magnétique de Mokta-el-Hadid, 26, avenue de l'Opéra, Paris.
- Pascal (de)** (LOUIS), ingénieur des Arts et Manufactures, 15, rue Jarente, Lyon.
- Pasquier** (ARMAND), ingénieur, chef de service de l'aciérie de Huta-Bankowa, à Dombrowa (Pologne-Russe).
- Patelin** (LOUIS), ingénieur aux mines de Messeix, par Bourg-Lastic (Puy-de-Dôme).
- Patelin** (PIERRE), ingénieur de la Société houillère du Plat-du-Gier, par Grand-Croix (Loire).
- Payen**, ingénieur amoditaire aux mines de Janon et Reveux, à Terrenoire (Loire).

- Péchiney** ✱, directeur-gérant de la Compagnie de produits chimiques d'Alais et de La Camargue, à Salindres (Gard).
- Péguet**, ingénieur aux mines de La Grand'Combe (Gard).
- Pélabon** (EMILE), conducteur des travaux du fond (Compagnie d'Anzin), à Saint-Waast-la-Haut (Nord).
- Pélissier**, ingénieur principal des mines de Villebœuf, à Saint-Etienne.
- Pellé** (MAXIME), ingénieur au Corps des mines, à Arras (Pas-de-Calais).
- Pellet** (EUGÈNE), ingénieur chef du bureau des études aux forges de Bessèges, à Bessèges (Gard).
- Pérès**, ingénieur aux mines de Douchy, à Louches (Nord).
- Périssel** (J.), ingénieur-directeur de la Compagnie des mines de Kef-Oum-Théboul, 62, rue Grignan, Marseille.
- Pernin** (PAUL), ingénieur-directeur de la Compagnie des mines d'Ostercourt, à Oignies (Pas-de-Calais).
- Pernolet** (ARTHUR) ✱, ingénieur, 10, avenue de l'Opéra, Paris.
- Perrillon** (FLEURY), chef des laboratoires aux usines de la Compagnie des fonderies, forges et aciéries de Saint-Etienne, au Marais.
- Perrin**, chef du service des plans de la Société des Houillères de Saint-Etienne, au Soleil, près Saint-Etienne.
- Petit**, ingénieur aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Petitjean** O ✱, ingénieur civil, administrateur délégué de la Société des mines d'Alby, 18, rue Marbeuf, Paris.
- Petiton** ✱, ingénieur-conseil, 91, rue de Seine, Paris.
- Pérard** (CH.), ingénieur des hauts-fourneaux et fonderies de Fumel (Lot-et-Garonne).
- Peyre** (EMILE), ingénieur aux hauts-fourneaux de Tamaris, près Alais (Gard).
- Peyre** (LÉON), ingénieur-directeur des houillères de Banne, à Saint-Paul-le-Jeune (Ardèche).
- Philippart**, directeur technique des Aciéries d'Isbergues (Pas-de-Calais).
- Piala** (A.), ingénieur-directeur des houillères d'Ahun, 15, rue Chaussée-d'Antin, Paris.
- Pialat** (P.), ingénieur principal aux mines de Beaubrun, Saint-Etienne.
- Picandet** (GILBERT), sous-chef de service à la manutention des charbons, à Commentry (Allier).
- Picaud**, ingénieur aux Aciéries de Firminy (Loire).
- Piédanna** (LÉON), ingénieur aux mines d'Anzin, à Condé-sur-Escaut (Nord).
- Piérart** (OCTAVE), directeur des mines de Thivencelles et Fresnes-Midi, à Fresnes-sur-Escaut (Nord).
- Pierra**, ingénieur aux mines d'Epinac (Saône-et-Loire).
- Piffaut**, ingénieur divisionnaire aux mines d'Anzin, à Douai (Nord).
- Pillez** (PAUL), ingénieur à la Société minière et industrielle, 8, rue Victor-Massé, Paris.
- Pinat et C^{ie}**, gérant de la Société des hauts-fourneaux d'Allevard (Isère).
- Pinel** ✱, sous-directeur de la Société des mines de Montrambert et La Béraudière, près Saint-Etienne.

- Pinette** (G.), constructeur-mécanicien, à Chalon-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Pinette** (PAUL) fils, constructeur-mécanicien, à Chalon-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Pinmartin**, ingénieur divisionnaire aux mines de Graissessac, Le Bousquet-d'Orb (Hérault).
- Pircker** (EMILE), ingénieur divisionnaire aux mines de Béthune, à Vermelles (Pas-de-Calais).
- Piret** (J.-M.), ingénieur mineur, mines et fonderies, cuivre, plomb argentifère, à Charrier-la-Prugne, par Mayet-de-Montagne (Allier).
- Place** (de), directeur de la Compagnie anonyme des houillères de Rochebelle, à Alais (Gard).
- Planchard** (LÉON), ingénieur principal des mines de Brassac, à Brassac (Puy-de-Dôme).
- Planchard** (PAUL), ingénieur aux mines de La Réunion, à Tocina, près Séville (Espagne).
- Platon**, ex-géomètre en chef aux mines de La Grand'Combe (Gard).
- Plichon**, ingénieur des Arts et Manufactures, administrateur de la Compagnie de Béthune, 2, rue de Lisbonne, Paris.
- Pochat**, directeur des mines de Champagnac, à Champagnac-les-Mines (Cantal).
- Pochon** (THÉOPHILE), ingénieur, à Buxières-les-Mines (Allier).
- Pocquet**, ingénieur principal des mines de la Loire, 42, rue de Montaud, Saint-Etienne (Loire).
- Poillon** (L.), ingénieur des Arts et Manufactures, Hacienda Gonochéa, à Saint-Angel, près Mexico (Mexique).
- Poisot** (E.), ingénieur-directeur de la houillère du Creusot, au Creusot (Saône-et-Loire).
- Poizat** (ERNEST), ingénieur civil des mines, à Cersot, par Buxy (Saône-et-Loire).
- Polge** (URBAIN), ingénieur aux mines de Rochebelle, près Alais (Gard).
- Pomier-Layrargue**, ingénieur-administrateur des mines de Graissessac, rue Saint-Roch, place du Chemin de fer, à Montpellier (Hérault).
- Ponchez** (DAVID), ingénieur principal de la Société Belleville et C^{ie}, Saint-Denis, Paris.
- Ponsonnard**, ingénieur amodataire de mines, à La Porchère, 54, rue de Lyon, Saint-Etienne.
- Porchère** (PIERRE), ex-inspecteur des approvisionnements des mines de Beaubrun, à Saint-Etienne.
- Portal** (HENRY), directeur des mines de Kébao (Tonkin).
- Portier** (HENRI), ingénieur des Arts et Manufactures, attaché à la Compagnie des mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Portier** (PAUL), ingénieur des Arts et Manufactures, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Potiaux**, sous-directeur des travaux du jour aux mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Pouget** (EMILE), ingénieur aux mines de Mokta-el-Hadid, à Mokta (Algérie).
- Poumairac**, directeur des mines de Ferfay (Pas-de-Calais).

- Pourcel** (A.), ingénieur, 2, square du Roule, Paris.
- Poussigue** (LÉON), ingénieur-directeur de la Société houillère et métallurgique de Belmez, à Peñarroya, province de Cordoba (Espagne).
- Poutet**, ingénieur à la raffinerie de sucre de Saint-Charles, à Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Pouyat** (EMILE), propriétaire des mines de Bosmoreau, 2, cours Jourdan, à Limoges (Haute-Vienne).
- Préaudeau (de)** (EUGÈNE), ingénieur des approvisionnements à la Compagnie des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Président** de la Compagnie des mines de Roche-la-Molière et Firminy (Loire).
- Président** de la Compagnie anonyme des mines d'Ahun, à Lavaveix-les-Mines (Creuse).
- Président** du Conseil d'administration des mines de la Loire, 47, rue Joubert, Paris.
- Prévost**, ingénieur civil, à Vizille (Isère).
- Primat** (A.), ingénieur au Corps des mines, 11 *bis*, cours Berriat, à Grenoble (Isère).
- Prost**, ingénieur au Corps des mines, à Valence (Drôme).
- Prud'homme**, ingénieur aux forges de l'Adour, à Boucau (Basses-Pyrénées).
- Prudhomme** (JEAN), ingénieur aux mines d'Anzin, à Abscon (Nord).
- Quillacq (de)** ✱, ingénieur-constructeur de machines pour mines de houille, à Anzin (Nord).
- Ract-Madoux**, directeur des mines et usines de la Société Frèrejean, Roux et C^{ie}, à Annecy (Haute-Savoie).
- Radisson**, directeur de mines, à Privas (Ardèche).
- Rameau** (HENRI), ingénieur aux mines de Nœux, à Nœux (Pas-de-Calais).
- Rameau** (LOUIS), ingénieur aux mines de Carmaux (Tarn).
- Randabel** (JULES), ingénieur des Arts et Manufactures, chef de section aux chemins de fer P.-L.-M., à Alais (Gard).
- Rasclé** (MATHIEU), ingénieur-directeur des mines de Graissessac, à Graissessac (Hérault).
- Rateau** (A.), ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne.
- Raveaud** (E.), ingénieur, place Villebœuf, 4, Saint-Etienne.
- Raymond** (A.), ingénieur en chef des mines de MM Schneider et C^{ie}, au Creusot (Saône-et-Loire).
- Reboul**, ingénieur-directeur des mines de Baïgorry, à Banca (Basses-Pyrénées).
- Rebuffet** (ANDRÉ), ingénieur civil, directeur des hauts-fourneaux de Montataire, à Frouard (Meurthe-et-Moselle).
- Recolin**, ingénieur aux mines de Sain-Bel (Rhône).
- Regnard** (CHARLES), ingénieur-architecte, à Valence (Drôme).
- Régnier** (LÉON), ingénieur civil des mines, à Belley (Ain).
- Rémaury** (H.) ✱, ingénieur-conseil pour les mines et la métallurgie, 81, rue Saint-Lazare, Paris.
- Rendu**, ingénieur aux mines de Decazeville (Aveyron).

- Renié** (LÉON), ingénieur-directeur de la Société anonyme des houillères de la Haute-Loire, au Grosménil, par Sainte-Florine (Haute-Loire).
- Bepaire (du)**, ingénieur-directeur de tissage mécanique, à Amplepuis (Rhône).
- Résimont** (ARMAND), directeur de la Société anonyme des forges et aciéries du Nord et de l'Est, à Valenciennes (Nord).
- Retz (de)**, ingénieur civil des mines, ex-directeur des mines et hauts-fourneaux de Villerupt, 49, rue de Grenelle-Saint-Germain, Paris.
- Reumaux** ✱, ingénieur-directeur des mines de Lens (Pas-de-Calais).
- Révilla** (JOSÉ), ingénieur au Corps des mines, ingénieur aux mines d'Aller, à Ujo, Asturies (Espagne).
- Rexroth** (F.), ingénieur, à Sarrebruck (Prusse-Rhénane).
- Reymond** (J.-B.), ingénieur aux mines de La Malafolie, près Firminy (Loire).
- Ribeyron**, ingénieur aux mines de Dombrowa, station du chemin de fer de Varsovie-Vienne (Pologne-Russe).
- Richarme**, maître de verreries, à Rive-de-Gier (Loire).
- Rigaud** (FERNAND) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines.
- Rigo** (EUGÈNE), ingénieur de l'usine de Saint-Marcel (Société de Vézin-Aulnoye), à Hautmont (Nord).
- Rivet** (EMMANUEL), élève-ingénieur au Corps des mines, 3, rue Sainte-Beuve, Paris.
- Rivoire** (LUCIEN), ingénieur aux forges et aciéries de Saint-Etienne (Loire).
- Robespierre (de)**, ingénieur, usine à briquettes pleines et perforées, 8, rue de la Fédération, Paris.
- Robiaud**, ingénieur des Arts et Manufactures, aux mines d'Anzin, à Saint-Waast-Valenciennes (Nord).
- Robinet** (EMILE), ingénieur principal des mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Roche** (EMILE), ingénieur principal aux forges de l'Horme, près Saint-Chamond (Loire).
- Rochette (de la)** (FERDINAND), ingénieur des Arts et Manufactures, à l'usine de La Rochette et C^{ie}, à Givors (Rhône).
- Rochon**, ingénieur aux mines de Valdonne, par Gréasque (Bouches-du-Rhône).
- Rodde**, ingénieur divisionnaire aux mines de La Béraudière, près Saint-Etienne (Loire).
- Rolland** ✱, administrateur des mines de La Mure (Isère).
- Rolland** (ALFRED), chef d'exploitation du service général du chemin de fer de Saint-Georges-de-Coumiers (Compagnie de Fives-Lille), à La Mure (Isère).
- Rollet** (A.), ingénieur métallurgiste, 13, rue de la Bourse, Saint-Etienne (Loire).
- Rondeleux**, directeur des mines et usines de La Condemine, à Buxières-les-Mines (Allier).
- Ronna** (A.), C ✱, directeur de la Société autrichienne-hongroise privilégiée des chemins de fer de l'Etat, 3, Schwarzenbergplatz, à Vienne (Autriche).

- Rossignaux**, ingénieur civil des mines, 38, rue de la Chaussée-d'Antin Paris.
- Rottelcur** (ALBERT), ingénieur en chef des mines de Béthune, à Bully-Grenay (Pas-de-Calais).
- Rouff** (VICTOR), constructeur d'instruments de précision, 4, rue du Grand-Moulin, Saint-Etienne (Loire).
- Roussellier** (GUSTAVE), ingénieur des Arts et Manufactures, 11, rue de l'Arsenal, à Marseille.
- Roussellier** (JEAN), ingénieur civil des mines, 18, rue de la République, à Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Rousset (du)**, directeur de la Compagnie des mines de la Loire, à Saint-Etienne (Loire).
- Roux** (A.), concessionnaire des mines de soufre d'Apt, Saignon et Caze-neuve, à Apt (Vaucluse).
- Roux** (C.), ingénieur aux usines du Creusot (Saône-et-Loire).
- Roux** (CAMILLE), ingénieur aux mines de Molières-sur-Cèze (Gard).
- Roux** (EMILE), ingénieur principal aux mines Molières, par Saint-Ambroix (Gard).
- Roux** (ETIENNE), directeur des mines de Molinillo, près Grenade (Espagne).
- Rouy**, ingénieur principal à la Compagnie des mines de Dourges, à Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Saclier** (LÉON), ingénieur-directeur de la 1^{re} division des mines d'Anzin, à Thiers, par Valenciennes (Nord).
- Sacz Pastene** (E.), à Antofagasta (Chili).
- Saignol**, ingénieur civil, 7, rue de Roanne, à Saint-Etienne (Loire).
- Saint-Phalle (de)**, directeur des forges et fonderies de Mazière et Rosière, à Bourges (Cher).
- Saieilles-Clerget**, négociant, à Beaune (Côte-d'Or).
- Salomon** (GEORGES), ingénieur civil, 112 bis, boulevard Malesherbes, Paris.
- Salonnyer de Chaligny**.
- Saminn** (CH.), directeur des mines de Genest, par Saint-Ouen-des-Toits (Mayenne).
- Sangoy**, ingénieur aux mines de La Grand'Combe (Gard).
- Sarran** (E) ✱, ingénieur en chef des mines de Kébao (Tonkin).
- Sartiaux** (ROMAIN), propriétaire des établissements métallurgiques et industriels, à Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Satte**, géomètre aux mines des Salles-de-Gagnières (Gard).
- Saut** (LÉON), ingénieur, à Berrias (Ardèche).
- Saverot** (HENRI), ingénieur aux mines de Blanz, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Schiono** (MONNOSKÉ), ingénieur des mines de Betshi, chez M. Soumitomo, 30, Sakai-Matchi, Gochome, à Kobé (Japon).
- Schneider** (HENRI) O ✱, maître de forges, au Creusot (Saône-et-Loire).
- Schneider** (PAUL), président du Conseil d'administration de la Compagnie des mines de Douchy, 32, rue de La Ville-l'Evêque, Paris.
- Schwich** (VINCENT).

- Scudier** (MARC), ingénieur-propriétaire des mines de Gages, à Rodez (Aveyron).
- Séguin**, administrateur délégué de la Compagnie de L'Horme, aux Chantiers de La Buire, à Lyon.
- Seibel** ✱, directeur des mines de Campagnac, à Cransac (Aveyron).
- Sépulchre**, directeur de l'usine de Maxéville, près Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Sévoz aîné**, directeur du service commercial de la Compagnie de Commentry-Fourchambault, à Fourchambault (Nièvre).
- Sévoz** (VICTOR), ingénieur civil, chez M. Eladio Bézard, à Huelva, Andalousie (Espagne).
- Simon** (A.), ingénieur aux forges de Fraisans (Jura).
- Simon** (AUGUSTE), ingénieur aux mines de Liévin (Pas-de-Calais).
- Simon** (A.-B.), administrateur délégué de la Compagnie des mines de Graissessac, à Montpellier (Hérault).
- Simon** (G.), ingénieur aux houillères de Stiring, à Petite-Rosselle, près Forbach (Lorraine).
- Simon** (NICOLAS), directeur de mines, à Hussigny, près Longwy (Meurthe-et-Moselle).
- Simon** (RENÉ), ingénieur civil des mines, à Saint-Etienne (Loire).
- Simon**, care of H. Eckstein-Johannesburg, via Kimberley (Afrique du Sud).
- Simonet** (B.), ingénieur civil, 21, rue Alphonse-Denès, à Hyères (Var).
- Sirot** (JULES), maître de forges, à Saint-Amand-les-Eaux (Nord).
- Sismonde**, ingénieur-architecte, 3, rue d'Arcole, à Saint-Etienne (Loire).
- Soboul**, ingénieur des exploitations de phosphates de chaux fossiles Paul Desailly, à Hardinghem (Pas-de-Calais).
- Société** anonyme des fonderies et forges de Montataire, 16, rue Le Peletier, Paris.
- Société** anonyme des Forges et Aciéries de Firminy (Loire).
- Société** anonyme des hauts-fourneaux et fonderies de Pont-à-Mousson (Meurthe-et-Moselle).
- Société** des hauts-fourneaux, fonderies et aciéries de Terni (Italie).
- Société** anonyme des houillères de Meurchin, à Meurchin (Pas-de-Calais).
- Société** Cockerill, à Seraing (Belgique).
- Société** houillère de Liévin (Pas-de-Calais).
- Société** anonyme des hauts-fourneaux de Maubeuge (Nord).
- Société** anonyme des mines de la Loire, à Saint-Etienne.
- Société** des Mines Réunies, à Kohlschied, près Aix-la-Chapelle (Prusse-Rhénane).
- Société** anonyme des forges et aciéries de Huta-Bankowa, à Dombrowa (Pologne-Russe).
- Société** anonyme des anciens établissements Cail, 15, quai de Grenelle, Paris.
- Société** des sciences industrielles, 6, quai de Retz, à Lyon (Rhône).
- Société** anonyme des Houillères de Saint-Etienne.
- Société** française des poudres de sûreté (brevets Favier), 62, rue de Provence, Paris.

- Société** anonyme des Houillères et du chemin de fer d'Epinac (Saône-et-Loire).
- Société** anonyme de La Vieille-Montagne, à Moresnet, par Montzen (Belgique).
- Société** de Commentry-Fourchambault, à Montluçon (Allier).
- Sogno** (EUGÈNE), ingénieur chez M. Sogno, à Ville-le-Grand, par Annemasse (Haute-Savoie).
- Sohier** (ANTOINE), ingénieur-directeur-gérant de la Société anonyme des charbonnages du Nord du Flénu, Ghlin-lez-Mons, Hainaut (Belgique).
- Solvay et C^{ie}**, fabricants de produits chimiques, à Varangéville-Dombasle (Meurthe-et-Moselle).
- Soubeiran** (A.), ingénieur au Corps des mines, à Lille (Nord).
- Souhart** (S.), ingénieur, 99, avenue de Villiers, Paris.
- Soulary** (CLAUDIUS), ingénieur aux mines de Carmaux (Tarn).
- Soupart** (ALFRED), directeur-gérant du charbonnage de Marchienne, à Marchienne-au-Pont (Belgique).
- Stein** (ADOLPHE), constructeur de câbles, à Danjontin-Belfort.
- Steinbach** (VICTOR), ancien maître de forges, 32, rue de Livourne, à Bruxelles (Belgique).
- Stiévenart**, fabricant de câbles, à Lens (Pas-de-Calais).
- Suisse**, ingénieur divisionnaire aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Supervielle** (RENÉ), ingénieur des Arts et Manufactures, représentant de la Société métallurgique de l'Ariège, 18, avenue de l'Opéra, Paris.
- Tacquet** (J.), ingénieur aux mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Taragonet** (E.), directeur aux Aciéries de France, Régie d'Aubin (Aveyron).
- Taragonet** (GEORGES), ingénieur, 19, rue de la République, à Autun (Saône-et-Loire).
- Tardivat**, ingénieur divisionnaire aux mines de Roche-la-Molière, par Firminy (Loire).
- Tauzin** ✱, ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des Mines de Saint-Etienne (Loire).
- Tay**, ingénieur aux mines de La Grand'Combe (Gard).
- Teillard** (F.), ingénieur civil des mines, entrepreneur de travaux publics, 42, rue de Crémieu, Lyon.
- Tellier**, ingénieur civil des mines, à Sobré-sur-Sambre, Hainaut (Belgique).
- Termier**, ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des Mines de Saint-Etienne (Loire).
- Terraillon** (H.), ingénieur civil des mines, à Tournon (Ardèche).
- Terrel** (EDMOND), ingénieur-directeur de la Compagnie du Gaz, à Rennes (Ille-et-Vilaine).
- Theuriot**, ingénieur à la Compagnie du Boléo, C/O, MM. Möller et C^{ie}, Sonora Guaymas, via New-York, Benson, A. T. (Mexique).
- Thibaudet**, directeur des mines de Dombrowa (Pologne-Russe).

- Thiébaud** (FERNAND), ingénieur métallurgiste, à Marchienne-au-Pont (Belgique).
- Thiéry**, ingénieur aux mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Thiry** (CHARLES), ingénieur-directeur des mines de Meurchin, à Beauvain, par Carvin (Pas-de-Calais).
- Thiry** (FLORIMOND), ingénieur civil, industriel à Maubeuge (Nord).
- Thomas** (FERDINAND), ingénieur des mines de La Faverge, à Grand-Croix (Loire).
- Thomas**, contrôleur principal des mines, à Privas (Ardèche).
- Thorez**, ingénieur-directeur des mines d'Azincourt, 19, rue du Grand-Bail, à Douai (Nord).
- Timmermans** (FRANÇOIS), ingénieur-directeur-gérant des ateliers de construction de la Meuse, à Liège (Belgique).
- Touren**, ingénieur aux mines du Bousquet-d'Orb (Hérault).
- Trasenster** (PAUL), ingénieur honoraire des mines, professeur à l'Ecole des Mines de Liège, 53, boulevard d'Avroy, Liège (Belgique).
- Treuffet** (JULES), maître de verreries, à Dorignies-les-Douai (Nord).
- Tripier** (VICTOR), directeur du matériel des travaux du fond, aux mines d'Anzin (Nord).
- Trognon**, ingénieur aux mines d'Anzin, à Vieux-Condé (Nord).
- Trolat**, ingénieur, 82, avenue de Royat, à Clermont-Ferrand (Puy-de-Dôme).
- Turbot** (E.), fabricant de chaînes pour trainages mécaniques, à Anzin (Nord).
- Tyrode** (A.), administrateur-gérant des charbonnages de Belle et Bonne, à Flénu (Belgique).
- Vacher** (MARCEL), agriculteur à Montmarault (Allier).
- Vaillot** (CLAUDE), contrôleur des mines, à Valence (Drôme).
- Valette** (LOUIS), ingénieur aux mines de la Société des Aciéries de France, à Villefranche (Aveyron).
- Valez** (O.), ingénieur aux Malines, par Saint-Laurent-le-Minier (Gard).
- Valla** (L.), ingénieur-directeur des mines de lignite de Valdonne, par Roquevaire (Bouches-du-Rhône).
- Vallois**, ingénieur aux aciéries de la Marine et des Chemins de fer, à Saint-Chamond (Loire).
- Valton** (F.) ✱, ingénieur civil, 166, faubourg Saint-Honoré, Paris.
- Vandenpeereboom** (E.), ingénieur des mines et charbonnages Artistes-Xhorré, 15, rue d'Artois, à Liège (Belgique).
- Vauvillier** (FÉLIX), ingénieur en chef des mines de S. M. I. le Shah, à Téhéran (Perse).
- Vauvillier** (LAURENT) ✱, ingénieur civil, 2, rue Perrier, place d'Armes, à Mâcon (Saône-et-Loire).
- Veillon** frères ✱, ingénieurs-constructeurs de machines, à Alais (Gard).
- Verdillon** (de), ingénieur, chef du service de la forge aux usines de Commentry (Allier).
- Verdun**, ingénieur aux mines de Lalle, Bessèges (Gard).

- Vernis** (F.), ingénieur à la Compagnie du Boléo, par Guaymas, via New-York, Benson A. T. Sonora (Mexique).
- Verny**, directeur de la Compagnie des mines de Roche-la-Molière et Firminy, à Firminy (Loire).
- Vertongen** (CHARLES), ingénieur honoraire des mines, co-gérant de la maison Vertongen-Goëns, à Termonde (Belgique).
- Vertongen-Goëns** (ALBERT), de la maison Vertongen et Harmegnies, fabricants de câbles à Aubry-les-Douai (Nord).
- Verzat**, ingénieur de la Compagnie nouvelle de l'Aveyron, à Decazeville (Aveyron).
- Viala** (GUSTAVE), ingénieur-directeur des mines de Liévin, à Liévin (Pas-de-Calais).
- Viallatoux**, ingénieur-directeur de la Société anonyme des verreries de Vals, à Labégude-Vals, près Aubenas (Ardèche).
- Vialleton** (J.), ingénieur civil, 2, place Victor-Hugo, à Grenoble (Isère).
- Vicaire** (EUGÈNE) ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, professeur à l'Ecole des mines, 30, rue Gay-Lussac, Paris.
- Vignolle** (LOUIS), directeur du gaz des villes de Valenciennes, Anzin, Marly et Saint-Saulve, à Valenciennes (Nord).
- Vilain** (PAUL), ingénieur civil, rue de Condé, à Anzin (Nord).
- Villain** fils et C^e, constructeurs, 18, rue des Rogations, à Lille (Nord).
- Villet** (F.), ingénieur aux mines du Cros, près Saint-Etienne (Loire).
- Villet** (J.), contrôleur des mines, à Saint-Jean-de-Maurienne (Savoie).
- Villiers**, directeur de la Société anonyme des Houillères de Saint-Etienne, 13, rue des Jardins, à Saint-Etienne (Loire).
- Villot** ✱, inspecteur général au Corps des mines, 11, rue de l'Odéon, Paris.
- Vincens** (CH.), ingénieur-directeur des mines de houille de Tourane (Tonkin) (Compagnie Ulysse Pila).
- Vinchent**, ingénieur, à Frameries (Belgique).
- Virely** (P.), ingénieur aux mines de Commentry (Allier).
- Viséo**, ingénieur, 10, quai du Rhône, à Givors (Rhône).
- Vital** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 14, rue Rodrigue-Pereire, à Bordeaux (Gironde).
- Vitali** (Comte), ingénieur, 7, rue Tilsitt, à Paris.
- Voisin**, ingénieur au Corps des mines, directeur des mines de Dourges, à Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Voisin** (H.), ingénieur au Corps des mines, ingénieur en chef des mines de Roche-la-Molière et Firminy, à Firminy (Loire).
- Vuillemin** (E.) O ✱, ingénieur-gérant des mines d'Aniche, à Douai (Nord).
- Vuillemin** (GEORGES), ingénieur civil des mines, secrétaire général de la Compagnie des mines d'Aniche, à Aniche (Nord).
- Vuillot** (A.), ingénieur divisionnaire aux mines de Marles (Pas-de-Calais).
- Walckenaer**, ingénieur au Corps des mines, 9, rue Bayard, Paris.
- Waldhausen** (OSCAR), ingénieur de la Société d'Arenberg, Schacht Prosper, Berge Borbeck (Prusse-Rhénane).
- Waliszewski**, ingénieur, 31, rue des Apennins, Paris.

- Walton Brown**, Esq., 3, Summerhill Terrace, à Newcastle-Upon-Tyne (Angleterre).
- Waru (de)** (CHARLES), ingénieur aux mines de Bruay (Pas-de-Calais).
- Wauthy**, maître de fonderies, à Pin, près Douai (Nord).
- Wencelius** (LÉON), ingénieur de la Société électro-métallique Française, à Froges (Isère).
- Wendel (de)** (HENRI), maître de forges, à Hayange, près Metz (Lorraine).
- Wendel (de)** (ROBERT), maître de forges, à Hayange, près Metz (Lorraine).
- Wender**, ingénieur-directeur des mines de sel et salines de Saint-Nicolas (Meurthe-et-Moselle).
- Wéry**, ingénieur-directeur des mines de La Chazotte, près Saint-Etienne (Loire).
- Worms de Romilly** ✱, ingénieur en chef au Corps des mines, 7, rue de Balzac, Paris.
- Wurgel** ✱, ingénieur de la Société de Saint-Gobain, à Saint-Fons, près Lyon (Rhône).
- Wurgler** ✱, professeur d'exploitation des mines à l'Ecole centrale des Arts et Manufactures, 7, rue Viète, Paris.
- Ybran** (GIRONINO), directeur de l'usine de Mières del Camino, à Mières, Asturies (Espagne).
- Zipperlin** (A.), ingegnere, 68, via S. Lazzaro, Piacenza (Italie).
- Zyromski**, ingénieur civil, ex-directeur technique des usines de la Société Commentry-Fourchambault, 38, rue Jouffroy, Paris.

Nombre de membres : **1051**.

BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

NOTE

SUR LE

NOUVEAU SYSTÈME DE FOURS SIEMENS A GAZ RÉGÉNÉRÉS

Par M. P. POUFF, ingénieur des Arts et Manufactures.

Au mois de septembre 1889, nous avons présenté, M. John Head et moi, au Congrès de l'Institut du fer et de l'acier, réuni à Paris, à l'occasion de l'Exposition universelle, une étude sur la nouvelle disposition de fours adoptée par M. Frédérick Siemens, disposition permettant la reconstitution en gaz combustibles d'une partie des produits de la combustion provenant du four lui-même. Ces fours venaient alors de faire leur apparition dans l'industrie et il résultait des constatations pratiques déjà faites que le nouveau mode de gazéification et de chauffage appliqué aux fours à réchauffer le fer et l'acier présentait d'énormes avantages par rapport aux procédés employés jusqu'à ce jour.

Toutefois, on était en droit de se demander si l'application du nouveau four faite avec un succès réel aux fours à réchauffer pourrait être étendue avec les mêmes avantages aux autres besoins de l'industrie métallurgique, notamment au puddlage du fer, et surtout aux usages qui, comme la fusion de l'acier, comportent l'emploi de très hautes températures.

Je me propose de faire connaître dans cette note les principales applications qui ont été faites depuis lors et les résultats pratiques constatés sur quelques-uns des fours en marche courante.

Comme il était facile de le prévoir, l'attention des métallurgistes s'est portée sur ce nouveau système de fours qui, à la hardiesse des principes appliqués, joignait une grande simplification dans les moyens mis en œuvre pour obtenir tous les résultats industriels des anciens fours Siemens qui ont pris une si large place dans les opérations métallurgiques. Les difficultés d'adaptation ont été facilement surmontées par les inventeurs, et l'on peut dire aujourd'hui que les hésitations bien naturelles en présence d'un nouvel appareil qui modifie toujours un peu les idées reçues et les habitudes de travail ont complètement disparu.

Des applications assez nombreuses du nouveau procédé de chauffage ont été faites en Angleterre, en France, en Allemagne, en Italie, en Belgique et en Espagne. Elles ont porté non seulement sur le réchauffage du fer et de l'acier, mais encore sur le puddlage, sur la fusion du verre et enfin sur la fusion de l'acier. Le succès constant du procédé dans ces usages divers a dissipé tous les doutes que l'on pouvait avoir sur la possibilité d'en généraliser l'emploi et a même permis d'obtenir certains résultats pratiques qu'il était impossible de réaliser dans l'ancien procédé Siemens. Pour ne citer que le cas de la fusion de l'acier doux, sur sole et par faibles charges, qui constituait un desideratum de l'industrie métallurgique, il est maintenant permis d'affirmer, après une expérience de plus de six mois, que le nouveau système de fours, en outre de ses avantages propres déjà connus, présente celui de pouvoir fournir les plus hautes températures dans des fours d'une capacité bien plus réduite que celle des

fours employés utilement jusqu'à ce jour. Il peut être intéressant pour ceux qui suivent cette question de savoir les conditions pratiques dans lesquelles ces résultats ont été obtenus.

Afin de ne pas trop étendre le cadre de cette communication, je rappellerai que nous avons exposé, M. John Head et moi, les principes sur lesquels est basé le nouveau procédé, la manière dont ces principes sont appliqués et le fonctionnement général des nouveaux fours, dans une note parue au journal *Of the Iron and steel Institute*, n° 11, année 1889. Cette note a fait l'objet d'une discussion publique, dans une réunion de la même Société tenue à Londres en 1890 et dont on retrouvera la relation dans le même journal.

Toutefois, j'ai pensé qu'il serait bon, pour la clarté des explications qui vont suivre, de mettre ici en évidence les points de ressemblance et les divergences caractéristiques qui existent entre l'ancien four Siemens, tel qu'il est appliqué depuis longtemps dans l'industrie, et le nouveau système avec récupération de chaleur par la décomposition d'une partie des gaz brûlés.

Nous examinerons ensuite les conditions théoriques dans lesquelles s'effectuent la production, l'emploi et la répartition de la chaleur fournie par le combustible, dans les deux procédés, afin d'expliquer non seulement la possibilité, mais encore la raison d'être des économies importantes constatées dans le nouveau système.

Je terminerai en relatant les résultats numériques relevés dans diverses usines où les nouveaux fours fonctionnent couramment depuis un certain temps, afin de permettre aux spécialistes de se rendre un compte exact de l'importance des progrès réalisés.

Dans le four Siemens classique (Fig. 1, PL. VII), le combustible solide est préalablement gazéifié dans un appareil spécial appelé gazogène, qui est plus ou moins distant, mais toujours séparé du four proprement dit. Le gaz combustible ainsi formé se rend au four, en traversant, de bas en haut, une chambre spéciale, dite récupérateur à gaz, où il se réchauffe en empruntant la chaleur emmagasinée dans cette chambre. L'air destiné à la combustion du gaz se rend dans le four en traversant également une chambre distincte, dite récupérateur à air, où il se réchauffe de la même manière. La combustion se produit à l'entrée dans le four de l'air et du gaz ainsi préalablement chauffés à une température déjà élevée. Les produits de la combustion, avant de s'échapper par la cheminée, passent par un groupe de récupérateurs à air et à gaz disposés symétriquement par rapport à ceux dont nous avons parlé, et déposent dans ces récupérateurs une notable partie de la chaleur sensible qu'ils avaient en sortant du four. Par un jeu très simple de valves permettant l'inversion des courants d'air et de gaz, les deux groupes de récupérateurs servent ainsi alternativement à recueillir la chaleur sensible des produits de la combustion sortant du four, pour la transmettre à l'air et au gaz se rendant au four. On sait tous les avantages que l'application de ce principe fécond de la régénération d'une partie des chaleurs perdues a permis d'obtenir, sous le rapport de l'économie du combustible aussi bien que sous celui des températures plus élevées que l'on pouvait réaliser. (Voir les Fig. 2 et 3, PL. VII.)

Dans le nouveau four (Fig. 4, 5, 6, 7, 8), le gazogène, qui prend ici le nom de convertisseur, à cause de son nouveau rôle, est accolé directement au four et ne forme avec ce dernier qu'un même massif. Le gaz formé en B se rend en passant dans la valve D' qui est

ouverte et par la conduite $C' C'$ dans le brûleur $h' g'$, où il débouche enflammé dans le four. La partie $h' g'$ constitue le brûleur proprement dit. Il n'y a donc dans le nouveau système ni conduites spéciales ni chambres à gaz, avec dépôts de suies, goudrons, encombrements, etc., etc., qui se produisent dans ces parties de l'ancien appareil. Par contre, l'air se comporte ici comme dans l'ancien système Siemens : il est admis que la valve J passe, en cheminant de bas en haut, à travers le récupérateur A' et débouche par H' dans le brûleur $h' g'$. La flamme se développe librement, avec combustion méthodique et transmet sa chaleur aux produits à chauffer, suivant le mode imaginé par M. Frédéric Siemens, sous le nom de *chauffage par radiation*. Elle décrit, dans le four, un demi-cercle ou, autrement dit, un fer à cheval, et s'échappe par le second brûleur $h g$, disposé symétriquement par rapport au premier $h' g'$. Les produits de la combustion se dirigent, partie vers la cheminée en passant par le récupérateur A et partie sous la grille du gazogène, pour y être décomposés en gaz combustibles en fournissant au combustible solide l'oxygène de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau qu'ils contiennent. Les cendriers sont hermétiquement fermés en O et O' ; les produits de la combustion y sont appelés par un injecteur spécial I, qui sert en même temps à vaincre la résistance opposée au passage de ces gaz par la couche de combustible solide.

Le côté caractéristique du nouveau four consiste donc en ce que la gazéification du combustible solide dans le convertisseur est faite au moyen des produits mêmes de la combustion, apportant avec eux toute la chaleur sensible qu'ils avaient à leur sortie du laboratoire et fournissant une quantité de carbone et d'hydrogène équivalente à celle qu'ils empruntent au combustible solide, pour former une quantité totale de

gaz combustibles double de celle que fournirait le charbon gazéifié dans un gazogène ordinaire. De sorte que si la réaction se poursuit ainsi d'une manière continue et sans refroidissement du gazogène, la quantité totale de combustible nécessaire pour maintenir le régime du four sera fournie moitié par le combustible neuf, moitié par les gaz régénérés qui constituent *ipso facto* un apport absolument gratuit de 50 p. %. Or, l'expérience démontre que la chaleur sensible des produits de la combustion sortant des fours à hautes températures que nous avons énumérés est parfaitement suffisante pour maintenir la continuité de la réaction et compenser le refroidissement qui devrait résulter, pour le gazogène, de la décomposition de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau des produits de la combustion en oxyde de carbone et en hydrogène. On remarquera que l'azote, qui constitue la majeure partie, en poids, de ces produits, sert ici comme de principal véhicule de la chaleur nécessaire à cette décomposition et que la température des gaz à la partie supérieure du gazogène est fonction de celle des produits de la combustion.

L'injecteur I peut être, si la nature du combustible l'exigeait, alimenté par de l'air ou par de la vapeur d'eau, pourvu que la pression, dans les deux cas, soit suffisante pour que la proportion d'air ou de vapeur d'eau, ainsi introduits dans la circulation, soit relativement faible (une pression de 5 atmosphères convient bien pour la vapeur d'eau). Pour permettre l'allumage du four, son réchauffement, s'il était nécessaire, et la production de gaz riches quand on en a besoin, le robinet distributeur de vapeur est disposé de manière à permettre l'appel sous les cendriers d'une certaine quantité d'air prise directement dans le récupérateur d'air chaud. La somme des deux courants (produits de la combustion, air et vapeur) est toujours constante,

par suite d'une disposition ingénieuse de ce robinet. Contrairement à ce qu'on pouvait craindre, l'expérience a démontré que, grâce au mélange de la vapeur d'injection et des produits de la combustion, les parties métalliques, comme les barreaux de grille des porte-barreaux, etc., quoique exposées à une température assez élevée, se recouvrent rapidement d'une couche de Fe^3O_4 qui les protège contre les altérations ultérieures et les conserve pendant un temps assez long. On avait d'ailleurs prévu et préparé la suppression de ces parties métalliques, au cas où elle eût été nécessaire. Il en est de même pour les valves de distribution D, D' que l'on aurait pu facilement construire en terre réfractaire, mais dont la fonte se comporte convenablement, par suite, sans doute, de l'action protectrice des gaz combustibles et d'une transformation moléculaire du métal que l'on a constatée et qui le rend de plus en plus réfractaire à la chaleur et aux actions chimiques.

Il résulte de la comparaison que nous venons de faire entre la disposition des anciens fours Siemens et celle des nouveaux, que ces derniers présentent un mode de groupement des différentes parties qui en modifie l'aspect et le fonctionnement. Le nouvel appareil constitue un ensemble placé dans l'usine même et tout entier sous la main de l'opérateur, ce qui en rend la conduite, le réglage et la surveillance plus faciles et plus économiques. Le chargement et la conduite du gazogène s'effectuent exactement comme dans les gazogènes ordinaires. Le dégrassage des grilles s'opère à intervalles égaux, suivant l'abondance des cendres; il peut même se faire sans interrompre les opérations du four, et il est rendu plus commode par l'action de la vapeur d'eau sur le mâchefer et l'absence de coke et d'escarbilles qui sont complètement brûlés. L'injecteur

placé sous la main de l'opérateur permet de modifier instantanément et à volonté l'allure, l'intensité et la nature de la flamme, en activant les réactions sans les modifier. Cette faculté est précieuse quand on a besoin, à de certains moments, de températures plus élevées. Aussi peut-on activer notablement, dans les nouveaux fours, les opérations de chauffage, de fusion, de réduction, etc., ce qui crée une source d'économies indépendantes de celles propres au principe même du nouveau four et qui n'en sont pas moins considérables dans certains cas. On conçoit, en effet, que les causes de déperdition de chaleur étant proportionnelles à la durée des opérations, l'effet utile augmentera quand celle-ci sera abrégée.

Maintenant que l'ancien et le nouveau systèmes sont suffisamment connus dans leurs dispositions caractéristiques, j'ai pensé qu'il ne serait pas sans intérêt de rechercher par quelle suite de considérations théoriques et pratiques M. Siemens et ses collaborateurs avaient pu être amenés à la conception et à la réalisation d'un nouveau procédé basé sur un principe si simple.

Nous avons montré, M. John Head et moi, dans notre étude lue à l'*Iron and steel Institute* que l'ancien procédé Siemens réalisait sous la forme pratique et industrielle la meilleure utilisation des chaleurs perdues que l'on pût obtenir en se servant de l'air et du gaz comme agents de récupération. Nous avons montré comment, par la diversité des problèmes résolus par eux, MM. Siemens avaient autrefois doté l'industrie d'un instrument qui semblait définitif aussi bien dans sa forme que par les résultats qu'on pouvait en obtenir. Les perfectionnements dont il était susceptible ne pouvaient avoir, en apparence, qu'une importance secondaire.

Examinons cependant quel est le rendement théorique d'un ancien four Siemens le mieux construit, le mieux conduit, le plus perfectionné. Autrement dit, recherchons quelle est la proportion de chaleur réellement utilisée par rapport à la quantité totale de chaleur que pourrait fournir le combustible dépensé. Nous pouvons pour cela considérer un kilogramme de houille, par exemple, et voir ce que devient la chaleur totale qu'il pourrait donner, depuis son introduction dans le gazogène jusqu'à son départ, à l'état de gaz brûlés, par la cheminée. La détermination exacte de la proportion de chaleur perdue ou utilisée, dans les différentes phases par lesquelles passe ce combustible, n'est pas sans présenter de sérieuses difficultés. On peut cependant, en s'aidant du calcul et des données fournies par l'expérience, faire cette répartition d'une manière assez approximative. Nous nous placerons, comme je l'ai dit, dans l'hypothèse d'un four donnant le maximum d'utilisation, afin de mieux faire ressortir la quantité considérable de chaleur dépensée en pure perte et les différents facteurs sur lesquels on pourrait encore réaliser des économies importantes.

En supposant que 1 kilogramme de houille ait une puissance calorifique de 8.000 calories, la répartition de la chaleur dépensée peut être faite de la manière suivante, dans un four Siemens ancien appliqué à la fusion de l'acier :

ANCIEN FOUR SIEMENS A FONDRE L'ACIER

Pour 1 kilog. de houille donnant 8,000 calories.

	Calories.	
1° Perte en escarbilles, coke et chaleur sensible descendres.	320	4 p. %
2° Perte par rayonnement des parois du gazogène....	560	7 »
3° Perte par refroidissement dans le cooling tub.....	640	8 »
4° Perte par les goudrons condensés ou les dépôts de suie.	240	3 »
5° Perte par combustion dans les chambres à gaz.....	240	3 »
6° Perte par les fuites de la valve ou les renversements....	160	2 »
7° Perte par rayonnement des parois du four proprement dit.	1600	20 »
8° Perte par non combustion ou dissociation.....	320	4 »
9° Travail utile de chauffage et fusion de l'acier.....	1200	15 »
10° Perte par rayonnement des chambres et conduites.....	720	9 »
11° Perte par la chaleur des produits, à la cheminée.....	2000	25 »
TOTAL.....	8000,100	»

Ce tableau reproduit les résultats d'un travail que j'ai entrepris en vue de déterminer l'emploi de la chaleur dans un four Siemens occupé à fondre l'acier et produisant environ 15 tonnes par opération. Je signale une étude du même genre qui a été faite par M. Wertmann Hutten, ingénieur in Stockolmd (*Ueber das Simensche neue Heizverfahren mit freier flammenentfaltung*) sur un grand four appliqué à la fusion du verre. La première observation qui ressort du tableau ci-dessus, c'est qu'on peut estimer à 15 p. % au maximum la proportion de chaleur produisant un effet réellement utile : le chauffage et la fusion de l'acier. Il reste donc 85 p. % de la chaleur totale sur lesquels devront porter les économies réalisables.

Si nous considérons maintenant la nouvelle disposition de four, telle qu'elle est sommairement figurée dans les croquis ci-joints (FIG. 4, 5, 6, 7, 8, PL. VII), disposition dans laquelle le gazogène se trouve directement accolé au four, les chambres et conduites à gaz supprimées, etc., etc., nous voyons de suite que par le seul fait du nouveau groupement adopté et du mode même de fonctionnement, une grande partie des causes

de déperdition de chaleur disparaissent. Reprenant sur le nouveau dispositif un travail d'analyse analogue à celui que nous avons déjà fait sur l'ancien four Siemens, nous trouverons la répartition suivante de la chaleur totale produite par 1 kilog. de houille :

NOUVEAU FOUR SIEMENS A FONDRE L'ACIER

Pour 1 kilog. de houille donnant 8.000 calories.

	Calories.	
1° Perte en escarbilles et chaleur sensible des cendres....	80	1 p.‰
2° Perte par rayonnement des parois du gazogène.....	320	4 »
3° Perte par refroidissement des gaz, avant l'arrivée au four.	Néant	Néant.
4° Perte par condensation des goudrons et dépôts de suie.	Néant	Néant.
5° Perte par combustion dans les chambres et conduites...	Néant	Néant.
6° Pertes par la valve ou les renversements.....	Néant	Néant.
7° Perte par rayonnement du four proprement dit.....	1200	15 p.‰
8° Perte par non combustion ou dissociation... ..	160	2 »
9° Travail utile de chauffage et de fusion de l'acier.....	1200	15 »
10° Perte par rayonnement des chambres et conduites.....	320	4 »
11° Perte par chaleur sensible emportée à la cheminée.....	720	9 »
TOTAL....	8000	50 »

Ces résultats démontrent que, pour une même quantité de houille dépensée dans les deux fours, 50 p. ‰ au moins de la chaleur totale resteraient sans emploi dans le nouveau four. C'est cette quantité de chaleur que nous appellerons *disponible* qu'il s'agit maintenant d'employer utilement, de manière à diminuer d'autant la quantité de combustible dépensé pour un travail déterminé. Cette utilisation n'est pas aussi simple qu'elle le paraît à *priori* ; car il ne suffit pas, dans les usages industriels, d'avoir à sa disposition la *quantité* de chaleur utilisable, mais il faut encore avoir la *qualité* de cette chaleur, c'est-à-dire la température nécessaire aux effets industriels que l'on veut produire. Pour n'en citer qu'un exemple : le soleil déverse chaque jour sur nous des quantités énormes de chaleur et pourtant nous en sommes réduits à ne pouvoir utiliser industriellement que la proportion infime de cette chaleur condensée,

recupérée et appropriée, pour ainsi dire, par la nature elle-même, à nos besoins industriels. On pouvait donc par le simple raisonnement et par le calcul estimer la quantité de chaleur *disponible* dans les fours métallurgiques ; les agents et moyens de récupération plus parfaite faisaient seuls défaut. On avait bien déjà essayé de rapprocher les gazogènes des fours, et même de les accoler complètement, comme dans les fours continus dont le four Ponsard a été le premier type ; mais on ne faisait en général que déplacer les causes de perte en les aggravant, par l'emploi de moyens et d'agents de récupération insuffisants ou illusoire. En réalité, l'air et le gaz, joints quelquefois à une faible quantité de chaleur décomposée, employés comme agents, ne permettaient pas d'aller au-delà des limites déjà conquises.

C'est en présence de cette difficulté que M. Siemens et ses collaborateurs eurent l'idée d'employer directement la somme de chaleur *disponible* à créer de toutes pièces un nouveau combustible, et même un combustible plus riche que celui fourni directement par la gazéification du combustible solide. Ils imaginèrent de décomposer une partie des produits mêmes de la combustion pris directement à leur sortie du laboratoire du four ; c'est-à-dire avec toute la *quantité* et la *qualité* de chaleur qu'ils comportent. Ces gaz fournissaient donc à la fois la chaleur à récupérer et le moyen le plus efficace de récupération. Dans ce but, le gazogène était juxtaposé au four. Le cendrier étant très voisin du laboratoire, un simple jet de vapeur jouant le rôle d'injecteur suffisait pour faire dériver vers le gazogène la quantité de gaz brûlés que l'on voulait revivifier en gaz combustibles. On était dès lors en possession d'un moyen très simple de récupérer à peu près intégralement toute la *chaleur disponible*, sans

nuire aux autres conditions de régime et de fonctionnement du four. Parmi ces dernières conditions, les plus importantes consistaient : d'abord en ce que la flamme conservât dans le four la nature et l'intensité exigées par l'opération métallurgique, et ensuite à maintenir dans le gazogène la température nécessaire pour que les réactions fussent complètes et continues.

Quelle était la proportion des produits de la combustion que l'on pouvait ainsi décomposer sans nuire aux conditions indiquées ? Dès la mise en marche du premier four en Ecosse, au mois d'avril 1889, l'expérience permit de constater que, dans un four à réchauffer le fer, cette proportion était de 50 p. % environ ; car on constata que les cendriers étant hermétiquement fermés et le gazogène étant exclusivement alimenté par les produits de la combustion, il était possible d'obtenir une marche continue, avec production d'un gaz combustible équivalent et même plus riche que celui des gazogènes ordinaires.

Le problème était donc résolu d'une manière satisfaisante et l'on pouvait entrevoir la possibilité de réaliser immédiatement :

1° Une économie de près de moitié dans les frais d'installation d'un four de même capacité productive ;

2° Une économie des deux tiers sur l'emplacement total occupé par les anciens fours, avec leurs gazogènes ;

3° Une économie de 50 p. % environ sur le combustible, avec possibilité d'employer des combustibles menus et pauvres qui ne trouvaient pas d'emploi jusqu'ici dans les mêmes opérations ;

4° Une économie très notable sur le déchet du métal traité ;

5° Une économie de main-d'œuvre dans la conduite des gazogènes ;

6° La suppression de certains inconvénients, tels que les dangers d'explosions ou d'empoisonnement, l'encombrement produit par les goudrons ou les suies et autres que connaissent bien les praticiens.

Restaient à résoudre les difficultés d'adaptation du système aux différents usages de la métallurgie, de la verrerie, de l'industrie du gaz, de la céramique, etc. Elles ont été rapidement surmontées par les collaborateurs de M. Siemens, habitués depuis longtemps à satisfaire aux mêmes besoins, au moyen de l'ancien système. A l'heure où je rédige cette note, plus de soixante fours ont été mis en marche, pour tous les usages métallurgiques, sans occasionner de tâtonnements et sans donner le moindre échec.

Les fours à réchauffer le fer et l'acier existants répondent à tous les besoins, depuis 10 tonnes jusqu'à 150 tonnes par 24 heures.

Les fours à puddler le fer et l'acier sont à sole double ou à sole simple et donnent les mêmes avantages économiques que les fours à réchauffer. Mais, en outre, ils se prêtent mieux aux exigences particulières de cette opération délicate, par la faculté donnée au puddleur de faire varier à volonté l'intensité et la nature chimique de la flamme. De plus, les encrassements qui se produisaient dans les conduites et les chambres des anciens fours à puddler au gaz, par suite de l'entraînement de particules ferreuses et qui constituaient un inconvénient grave, ne se produisent pas dans les nouveaux fours, soit parce que la nouvelle disposition ne se prête pas à l'entraînement des matières, soit parce que la nature des réactions est modifiée par l'intervention de la vapeur d'eau.

Enfin le système appliqué à la fusion de l'acier a permis, en outre des anciennes applications, de répondre à certains desiderata auxquels ne pouvait satisfaire l'ancien procédé. Pour en donner un exemple : on a pu obtenir couramment, en 4 ou 5 heures de durée par opération, de l'acier très doux et de bonne qualité, par charges de 1.300 à 1.500 kilog., ce qui n'était pas possible dans les anciens fours. Cette application, qui a fourni plus de 400 coulées consécutives dans un même four, en produisant toutes les nuances et qualités d'acier que l'on peut obtenir sur sole, avec une consommation de houille qui n'atteignait pas 500 kilog. par tonne d'acier coulé, sous d'aussi faibles charges, démontrait aux esprits prévenus ou hésitants qu'on peut produire dans le nouveau four toutes les températures désirables sans recourir aux combustibles spéciaux. Ce résultat, très apprécié des industriels, s'explique par la faculté que donne le nouveau système d'enrichir les gaz combustibles et d'accélérer l'opération de fusion, sans nuire à la qualité de l'acier. On a mis en construction récemment des fours à fondre l'acier de toutes dimensions, depuis 1 tonne jusqu'à 20 tonnes de production par opération.

La verrerie est aussi entrée résolument dans l'application du nouveau système, qui lui assure, avec moins de dépenses d'installation, les mêmes progrès par rapport aux fours à bassin et à creusets de l'ancien système, que ceux-ci réalisaient par rapport aux anciens fours à grille. On peut déjà voir fonctionner un four à bassin de très grandes dimensions, construit d'après le nouveau procédé, dans l'importante verrerie de Dresde. Un autre est sur le point d'être mis en marche à la Manufacture Française de glaces de Jeumont (Nord). Il appartenait au directeur de cette usine, M. Georges Despret, qui un des premiers a étudié les conditions

théoriques du nouveau four, de prendre cette initiative. La plupart des verreries se préoccupent, en ce moment, de l'adoption du nouveau système qui, à tous les points de vue, présente le plus grand intérêt pour cette industrie.

Les usines à gaz ont aussi adopté le procédé dans leurs fours à distillation de la houille. Son application est indiquée, dans ce cas, par des considérations toutes particulières. La plupart de ces usines sont pourvues de fours à récupération continue ou discontinue, qui donnent une quantité de chaleur *disponible* énorme et confirment ce que nous avons dit plus haut des fours à gazogènes accolés. De plus, ces usines consomment dans leurs gazogènes une partie du coke qu'elles produisent, ce qui donne une température très élevée dans le gazogène et engendre des inconvénients sérieux pour la conservation et le décrassage de cet appareil. Les fours réunissant déjà les conditions de groupement que nous avons indiquées dans le nouveau procédé, celui-ci s'adapte tout naturellement aux fours existants par quelques modifications très simples et n'entraînant, pour ainsi dire, aucune nouvelle dépense.

Les applications que nous venons de citer prouvent que l'emploi du système à gaz régénérés ne tardera pas à s'étendre et à se généraliser dans tous les cas qui exigent l'emploi de hautes températures et d'une production continue.

Pour donner maintenant une idée exacte des résultats pratiques que l'on obtient par l'emploi du système, je donne ci-dessous quelques relevés numériques bien contrôlés que nous avons pu recueillir, il y a quelque temps déjà, dans les usines pourvues des nouveaux fours. Je ne reproduis ici que les données des fours pour lesquels je pouvais présenter, en regard, celles

des anciens fours Siemens ou des fours à grille traitant, dans les mêmes usines, les mêmes combustibles et les mêmes produits. Cette condition était nécessaire pour rendre la comparaison intéressante.

Fours à réchauffer le fer (paquets à souder).

Usine de the Horse-shoe, à Londres.

FOUR SIEMENS NOUVEAU		FOUR SIEMENS ANCIEN	
Production en 3 journées 1/2	31'200 ^k	Production en 3 journées 1/2	32'500 ^k
Poids de houille consommée	3.074	Poids de houille consommée	13.000
Consommation par tonne..	98 ^k 5	Consommation par tonne..	190
Déchet par 100 kilog.....	3	Déchet par 100 kilog.....	6

Fours à réchauffer l'acier.

Usine de the Iron Company, Wishaw (Ecosse).

FOUR SIEMENS NOUVEAU (Lingots de 1.450 kilog.)		GRAND FOUR A GRILLE (Lingots de 1.450 kilog.)	
Production en 36 heures...	155'000 ^k	Production en 36 heures...	45'000 ^k
Poids de houille consommée	11.625	Poids de houille consommée	13.500
Poids de houille, par tonne d'acier	75	Poids de houille, par tonne d'acier	300
(Les lingots étaient chargés froids.)		(Les lingots étaient chargés froids.)	

Fours à réchauffer les blooms d'acier.

Usine de the Iron Company, Wishaw (Ecosse).

FOUR SIEMENS NOUVEAU (Blooms de 1.450 kilog.)		GRAND FOUR A GRILLE (Blooms de 1.450 kilog.)	
Blooms chauffés en 36 h....	204'500 ^k	Blooms réchauffés en 36 h.	45'000 ^k
Poids de houille consommée	10.500	Poids de houille consommée	9.750
Poids de houille, par tonne d'acier	51 ^k ,300	Poids de houille, par tonne d'acier	195
(Les blooms étaient enfournés encore chauds, après avoir subi un mar- telage.)		(Les blooms étaient enfournés encore chauds, après avoir subi le marte- lage.)	

Fours à fondre l'acier.

Usine de Pont-Saint-Martin (Italie).

Moyenne de plusieurs usines.

FOUR SIEMENS NOUVEAU TRAITANT DES CHARGES DE 1.300 A 1.500 KILOG. SEULEMENT.		FOURS SIEMENS ANCIENS TRAITANT DES CHARGES DE 3.500 A 4.000 KILOG.	
12 coulées d'acier, de toutes nuances	14'580 ^k	40 coulées d'acier.....	140'000 ^k
Houille consommée	6.925	Houille consommée.....	107.800
Houille par tonne d'acier.	475	Houille par tonne d'acier..	770

Fours à puddler le fer.*Usine de Perther-Iron and steel Company.*

FOUR A PUDDLER SIEMENS NOUVEAU (DOUBLE)	FOUR A PUDDLER A GRILLE (SIMPLE)
Fonte employée en 10 jour- nées 22' 713 ^k	Fonte employée en 10 jour- nées 17' 309 ^k
Fer puddlé en barres 22 273	Fer puddlé en barres..... 16.406
Perte de métal..... 440	Perte de métal..... 903
Déchet pour cent de fer... 1 ^h 9	Déchet pour cent de fer... 5 ^k 2
Barres de riblons..... 1.850	Barres de riblons..... 742
Production d'un four, par tournée..... 3.571	Production d'un four, par tournée..... 1.717
Houille consommée, avec allumage 7.460	Houille consommée, avec allumage... 20.500
Houille par tonne, y com- pris allumage..... 310	Houille par tonne, avec allumage..... 1.192
Houille par tonne, sans allumage..... 278	Houille par tonne, sans allumage..... 1.155
Minerai, par tonne de fer puddlé 150	Minerai, par tonne de fer puddlé 335
Coût des réparations par semaine..... 6 ^f , 25	Coût des réparations par semaine..... 18 ^f , 75

CONCLUSIONS

Les résultats que nous venons de donner peuvent donc bien se traduire de la manière suivante : le nouveau procédé Siemens donne une économie de 75 p. % de combustible, par rapport aux fours à grille, et de 50 p. % par rapport à l'ancien procédé Siemens, toutes conditions de production égales d'ailleurs. Toutefois, il est bon de faire remarquer que si l'on compare le nouveau four aux fours à grille affectés au puddlage ou au réchauffage du fer ou de l'acier, il faudrait tenir compte, en faveur de ces derniers, de la vapeur fournie par l'utilisation des chaleurs perdues. Ce facteur d'économie est loin d'être négligeable, car il résulte des renseignements recueillis auprès de nombreuses usines, en France et en Angleterre, qu'on peut estimer à 2^k, 75 le poids de vapeur fournie par kilogramme de houille consommée dans ces fours à grille, en marche normale. Nous disons en marche normale, car si ces fours

sont conduits en vue d'une bonne fabrication, les flammes sont presque toujours réductrices et incomplètement brûlées, et une partie des hydrocarbures distille en fumée noire, au moment de l'enfournage fréquent du charbon, ce qui explique la quantité réduite de vapeur qu'on peut produire.

Tandis que si l'on constate un rendement en vapeur plus grand que celui que nous avons indiqué, c'est parce que les fours sont menés en allure plutôt oxydante que réductrice et que l'accroissement de vapeur produite correspond toujours à un accroissement encore plus grand du déchet. En un mot : on brûle du fer ou du manganèse pour économiser de la houille, ce qui est loin de se traduire par un bénéfice. C'est ce que nous avons pu vérifier dans un certain nombre d'usines où l'on est plus préoccupé de la rapidité des opérations et de l'intensité de production que de la qualité et de l'économie du métal. D'ailleurs, l'étude comparative, soigneusement faite dans plusieurs usines, avait déjà démontré que l'économie de métal et l'amélioration des produits dans les anciens fours Siemens à puddler ou à réchauffer compensaient largement la production de vapeur des fours à grille, et que l'économie de charbon ressortait bien nette. Si ces fours n'ont pas pris un plus grand développement dans les forges, il faut l'attribuer à diverses circonstances, comme le coût de leur installation, l'encrassement des chambres, la place occupée dans les usines, etc., etc., circonstances qui ne se reproduisent pas avec le nouveau procédé. En tenant compte de ce que nous venons de voir, on peut donc affirmer que le four Siemens nouveau représente encore une économie de 75 p. % de combustible par rapport aux fours à grille et de 50 p. % par rapport aux fours Siemens anciens de même capacité productive.

Les résultats obtenus et la hardiesse du principe mis en œuvre ne pouvaient manquer de provoquer les études théoriques des ingénieurs et même des savants. Les nouveaux rendements et le fonctionnement même du four pouvaient-ils s'expliquer par le calcul ? C'est ce qu'étudia M. le professeur Ackermann, dans un travail lu au meeting de l'*Iron and steel Institute*, tenu à Londres en 1890. En se basant sur les données scientifiques admises, M. Ackermann démontre par un calcul d'ailleurs très simple que, pour que la réaction soit complète et continue, il suffit que les produits de la combustion parviennent dans le gazogène à la température de 1.350° . Mais il a soin de faire remarquer l'incertitude qui règne encore au sujet de la valeur exacte, sous des températures élevées, des différents facteurs sur lesquels s'appuie le calcul : chaleurs spécifiques, températures, etc.

M. Georges Despret, témoin des résultats obtenus à Charleroi, a analysé dans un travail très judicieux les conditions théoriques et pratiques dans lesquelles fonctionne le nouveau four. Cette étude a paru dans la *Revue universelle des Mines*, tome XI, 3^e série, 34^e année. M. Despret démontre que dans le nouveau procédé le fonctionnement rationnel est assuré et qu'il n'est pas nécessaire, pour assurer le maintien du régime du four et du gazogène, de décomposer plus de 42 p. % des produits de la combustion, et même plus de 38 p. %, dans certains cas. Je me propose à mon tour de démontrer, dans un travail ultérieur, que le nouveau système Siemens se prête très bien, sans aucune modification, à la production du gaz à l'eau, tel qu'il est employé dans certains cas spéciaux de la métallurgie.

Je termine cette communication en citant les conclusions de M. Georges Despret :

« En outre des avantages généraux des nouveaux
 « fours, il en est d'autres, dit-il, qui sont particuliers
 « à chaque industrie. Dans l'industrie métallurgique,
 « en effet, la perte par déchet de métal est considéra-
 « blement réduite : elle diminue de plus de moitié.
 « Cela provient de ce que la flamme n'est pas oxydante
 « et de ce que l'on peut sans perte réaliser une flamme
 « toujours réductrice. Il suffit pour cela de ne pas
 « brûler complètement le gaz. Mais ce système, qui
 « serait très coûteux dans les fours anciens, peut être
 « réalisé sans inconvénient dans les nouveaux. Mais
 « dans l'industrie verrière, dit M. Despret avec sa
 « compétence particulière, l'économie de combustible
 « pourra être bien plus importante encore, en raison
 « de l'enrichissement des gaz par l'acide carbonique
 « dégagé par les réactions mêmes qui s'opèrent dans
 « le four. Telle est, conclut M. Despret, la troisième
 « grande étape franchie par le four Siemens. Les
 « résultats obtenus par ce nouveau four sont au moins
 « aussi intéressants que ceux obtenus par le premier,
 « puisqu'il permet de réduire la dépense de combus-
 « tible de moitié et, ce qui est plus curieux encore, de
 « transformer en gaz combustibles des gaz s'échap-
 « pant des matières premières servant de base à la
 « fabrication. Comme nous l'avons dit plus haut, les
 « fours actuellement en marche viennent confirmer
 « les résultats de la théorie, et nous ne doutons pas
 « que, dans un avenir très prochain, les installations de
 « fours semblables ne se multiplient dans des pro-
 « portions considérables. »

Je ferai remarquer que le point de vue nouveau que signale judicieusement M. Despret, à propos de l'enrichissement des gaz par la décomposition de l'acide carbonique des matières premières du verre, s'applique également au procédé basique aujourd'hui si employé

dans la fabrication de l'acier par déphosphoration, par suite de la forte proportion de carbonates calciques et magnésiens que l'on fait intervenir dans cette opération. Il s'applique aussi au puddlage, dont les réactions ont pour effet la production d'une certaine quantité d'acide carbonique exempt d'azote.

En résumé, on peut dire aujourd'hui que les prévisions déjà anciennes de M. Despret sont à l'heure actuelle complètement réalisées. Le nouveau procédé a traversé plus rapidement que tous ses devanciers la double épreuve de la critique scientifique et de la pratique industrielle. Il n'est peut-être pas téméraire d'avancer que ce nouveau procédé sera, pour un certain temps du moins, le mode industriel de chauffage de l'avenir, comme l'ancien four Siemens a été celui des trente dernières années.

NOTICE

SUR

LES ARDOISIÈRES DE ROCHEFORT-EN-TERRE

(MORBIHAN)

Par M. ALEXANDRE AUTISSIER, ingénieur, directeur-gérant.

Situation géographique et commerciale.

Les Ardoisières de Rochefort-en-Terre sont situées près du chef-lieu de canton de ce nom, et elles ont leur siège principal à Guenfol, sur le territoire de la commune de Malansac.

Elles sont desservies par le chemin d'intérêt commun n° 34 qui, par les chemins de grande communication n°s 7 et 21, les relie, d'une part, au réseau d'Orléans, à la station de Malansac, distante de Guenfol de 3 kil. 1/2, de l'autre au canal de Nantes à Brest, au port du Gueslin, dont la distance aux Ardoisières est de 6 kil. 1/2. (*Voir le plan général*, FIG. 10, PL. VII.)

Leurs produits transitent par voie de fer sur le réseau de l'Ouest aux points de Redon et de Ploërmel; par voie d'eau, ils atteignent, à Redon, la Vilaine canalisée, et à Rennes, le canal d'Ille-et-Rance. Pour les expéditions par mer, ils sont transbordés directement du wagon au bateau à quai de Redon.

Historique.

Il est impossible d'assigner une origine fixe à l'extraction de l'ardoise dans la région de Rochefort-en-Terre; et il est probable qu'au début les anciens habitants ont eu naturellement l'idée d'employer les

grandes plaques minces qu'on trouve près de la superficie, à couvrir leurs cabanes ou leurs maisons, comme je l'ai vu pratiquer encore aujourd'hui avec des schistes beaucoup moins fissiles, dans les villages du Guadarama, au cœur de l'Espagne.

Les souvenirs précis que j'ai pu recueillir à ce sujet remontent à 1740, époque à laquelle la famille Digo, dont les descendants habitent encore Rochefort, possédait déjà un petit chantier ardoisier, à Guenfol.

Ces travaux ne semblent acquérir quelque importance que vers 1829, année pendant laquelle cette même famille Digo exécutait une galerie qu'on retrouve encore à Guenfol, et y occupait une vingtaine d'ouvriers, alors que les Macé, dont les petits-fils sont contremaitres aux Ardoisières, avaient, au Pont-de-l'Eglise, à 5 kilomètres Ouest de Guenfol, des chantiers d'importance à peu près égale. (*Voir le plan général.*)

Les premiers travaux de La Croix-Neuve, dus à M. Dragon, datent de 1839. Vers ce même temps, les travaux de Guenfol avaient déjà pris plus d'importance sous la direction de M. Héry.

C'est à peu près à la même époque que fut ouverte la première carrière de Combe-aux-Biches, dans les temps modernes; là, d'ailleurs, comme partout aux points signalés plus haut, on relevait auparavant des travaux anciens dont on ignorait l'origine. (*Voir le plan général.*)

C'est à M. O'Neill, oncle de l'amiral de ce nom, qu'appartient l'idée de grouper en un seul faisceau toutes ces forces dispersées, pour créer en 1858, aidé de M. Joseph Simon, député, une exploitation qui a été constamment en se développant, sous les directions successives de MM. J.-M. Simon, Orlowski et Autissier.

Situation géologique. — Allure du gîte.

Les terrains ardoisiers de Rochefort-en-Terre forment, dans la partie S.-O. du massif granitique du Morbihan, un bassin ouvert du côté de Redon et fermé du côté de Vannes.

La largeur de ce bassin est de 2^k,5 vis-à-vis de Guenfol, situé à 700 mètres de sa limite Nord. La direction moyenne de ses bancs est E.-8°S. ; prolongée vers l'Est, elle passe au Nord de Redon et d'Angers, et à courte distance de ces deux points.

Ces terrains, relevés à Guenfol par des soulèvements latéraux, vont en s'aplatissant vers Redon, où ils paraissent être en place ; leur inclinaison est de 80°,5 à Guenfol et seulement de 65 à Combe.

Ils appartiennent au silurien et probablement au silurien inférieur ; on n'y rencontre que de rares traces de trilobites qui sont très communs aux environs de Redon.

Exploitations anciennes.

Les exploitations anciennes ont porté sur deux séries de bancs ; les premiers au Sud, très importants, embrassant une largeur de 120 mètres et comprenant de l'Ouest à l'Est : La Croix-au-Chêne, Guenfol, La Croix-Neuve et un groupe de petites carrières anciennes au Nord du Bois-Grignon. (*Voir le plan général.*)

La seconde série, à 200 mètres environ au Nord de la première, forme un horizon plus étendu que celle-ci ; mais les bancs exploitables y sont beaucoup moins importants et moins réguliers. Elle comprend les petites carrières du Pont-de-l'Eglise et de la Ville-aux-Blancs, celles de Combe-aux-Biches, du village de chez Benoît et de Bodelio. (*Voir le plan général.*)

En passant de l'Ouest à l'Est dans la région exploitée par la Société des Ardoisières, ces terrains sont rejetés

au Nord par un système de failles dont l'allure est nettement indiquée dans le plan (Fig. 9, PL. VII), et qui laissent d'ailleurs entre elles de très grands espaces propres à l'exploitation.

Exploitation actuelle.

Cette exploitation est aujourd'hui concentrée à Guenfol et à Combe-aux-Biches ; dans ces deux centres de production, l'ouverture des carrières étant à 59 mètres au-dessus du fond de la vallée voisine, les dépôts de déblais, d'habitude si encombrants, sont extrêmement faciles.

Guenfol. A Guenfol, les travaux actuels portent :

1° Sur la partie Est d'une grande carrière en découvert dont l'ouverture, agrandie par des éboulements successifs du côté de l'aval-pendage, est de 7.000 mètres carrés.

2° Sur une reprise au Nord de ladite carrière, sur 30 mètres en travers-bancs et 50 mètres en direction.

3° Enfin, sur une galerie de 600 mètres carrés de voûte latérale à la partie exploitée de Grande-Carrière, avec laquelle elle est constamment tenue en communication pour le service de l'exploitation.

A Guenfol, les massifs exploités sont divisés en plusieurs couches par des veineiles argilo-quartzeuses d'inclinaison généralement voisine de celle des schistes et qui constituent de véritables failles en direction du gîte, étant donné que les couches qu'elles séparent présentent des caractères géologiques différents, qui n'influent d'ailleurs pas sur la valeur commerciale des produits qu'on en retire.

Combe-aux-
Biches.

A Combe-aux-Biches, l'approfondissement se fait suivant l'inclinaison des bancs. L'exploitation y porte

actuellement sur 4 carrières séparées par des hanches transversales qui en assurent la solidité; elles sont desservies par une même machine qui actionne à la fois 2 tambours d'extraction et une pompe d'épuisement.

Mode d'exploitation.

Le schiste ardoisier de Rochefort-en-Terre est souvent découpé par des délits naturels; de sorte qu'il ne supporterait pas les grandes excavations souterraines à puits central des exploitations angevines sans faire courir aux ouvriers de graves dangers.

Le mode d'exploitation indiqué est donc celui de la carrière à ciel ouvert sur laquelle sont installés les appareils d'extraction et d'épuisement, avec adjonction de galeries latérales des servies par les mêmes appareils et séparées de la carrière à ciel ouvert par des hanches transversales qui en assurent la solidité.

L'exploitation de Guenfol ainsi installée peut donner 14.000.000 d'ardoises; celle de Combe 6.000.000.

L'extraction se fait partout avec des câbles ronds en acier de 22^{m/m} de diamètre, et à l'aide de câbles-guides qui permettent de déplacer le point d'arrivée des bassicots (caisses servant à l'extraction) suivant les besoins de l'exploitation. Extraction.

L'épuisement se fait : à Guenfol, à l'aide de pompes à double effet et à répétition, actionnées par un même arbre vertical; à Combe, par le moyen d'une pompe à piston plongeur, lequel piston est mû par un câble-chaine dont l'extrémité est fixée au bouton excentrique d'un plateau callé sur l'arbre même de la machine d'extraction. Epuisement.

Fabrication.

La fabrication se pratique dans des maisonnettes où le fendeur est à l'abri du mauvais temps comme dans les Ardennes.

Le taillage mécanique n'est employé jusqu'ici que pour les ardoises spéciales, et la machine employée démontre combien les schistes de Rochefort, éminemment élastiques et résistants, se prêtent à cette fabrication.

Les ardoises de Guenfol ainsi que celles de Combe présentent, en effet, des qualités exceptionnelles qui leur ont valu les plus hautes récompenses aux dernières expositions de Nantes et de Rennes, où ces qualités ont été démontrées par les expériences pratiques suivantes, répétées à la berge du Trocadéro :

Qualité des produits.

Résistance. 1° Une ardoise modèle anglais n° 4, de 6 ^m/_m d'épaisseur, supporte une charge de 75 kilog., à la portée de 0^m,50, sans rupture ni déformation ;

Elasticité. 2° Une ardoise mince, à la portée de 0^m,55, fléchit de 20 ^m/_m et revient à sa forme primitive après décharge. A ce sujet, il est bon de remarquer que le coefficient de résistance à la rupture par flexion, établi sur les mêmes schistes exposés en 1878 par M. Orłowski, a été trouvé de 10,26, lorsque celui du chêne sec, essayé comparativement, n'était que de 7,21.

Les expériences que nous avons faites nous-même sur des plaques ayant l'épaisseur normale des ardoises, soit de 3 à 5 ^m/_m, ont donné pour le

Coefficient de résistance à la rupture par flexion 11,70
Et pour le coefficient d'élasticité..... 15,50

Ces résultats sont supérieurs à ceux obtenus par M. Orłowski, qui opérait avec des plaques épaisses, parce que dans celles-ci, il existe toujours des défauts de continuité dans la texture intérieure, qui influent sur les chiffres qu'on doit obtenir pour les coefficients de résistance et d'élasticité, lesquels défauts ne se retrouvent plus dans les ardoises minces, sinon d'une manière insignifiante.

La fissilité, qui contribue tant à la beauté des produits ardoisiers, et qui ne se rencontre pas toujours dans les schistes de grande résistance, est aussi nettement démontrée par 300 ardoises, occupant ensemble, avec les vides inévitables, moins de 0^m,40 d'épaisseur. Fissilité.

L'imperméabilité des schistes de Rochefort-en-Terre Imperméabilité. est telle qu'une ardoise plongée dans l'eau pendant 24 heures n'acquiert qu'une augmentation de poids de $\frac{1}{2000}$

Composition.

Le schiste ardoisier de Rochefort-en-Terre donne à l'analyse les résultats suivants :

Silice.....	53,30 p. %.
Alumine.....	25,48
Protoxyde de fer.....	7,80
Chaux.....	2,90
Magnésie.....	2,40
Potasse.....	2,38
Soude.....	0,12
Perte au feu en vase clos au rouge vif.....	5,20

Densité.

La densité moyenne est de 2,84.

Conditions générales.

Massif
exploitable.

Le massif exploitable dans la région de Rochefort-en-Terre a une telle étendue (*Voir le plan général, FIG. 10, PL. VII*) qu'il est impossible d'y assigner une limite à la production ardoisière.

Débouchés.

Les débouchés, d'abord limités à la région, vont toujours en s'augmentant au fur et à mesure que, par la pratique, on reconnaît mieux la qualité des ardoises de Rochefort, dont la couleur, relativement claire, était d'abord un obstacle ; ils s'étendent aujourd'hui de plus en plus vers la Normandie, les environs de Paris et le Centre, et beaucoup de grandes administrations les inscrivent aux cahiers des charges de leurs travaux, tels : les départements du Morbihan et de la Loire-Inférieure, le Port de Lorient, l'Ecole d'artillerie de Vannes, la Compagnie d'Orléans, etc.

Elles conviennent tout spécialement pour résister aux grands vents des côtes et supportent, sans déchets, les transports à grande distance par wagons et par bateaux, ce qui les rend particulièrement propres à l'exportation.

Conclusion.

En résumé, les ardoisières de Rochefort-en-Terre, situées à proximité des chemins de fer, des ports et des canaux, ayant à leur disposition un massif considérable à peu près intact, dont les produits sont très estimés, et une population ouvrière éminemment docile, dont la situation est intimement liée à sa prospérité, me semblent appelées à un développement de plus en plus considérable, et j'espère que ces quelques lignes laisseront à ceux qui les liront la même conviction.

Je compléterai les renseignements qui précèdent par une notice sur la Société de Secours mutuels, qui présente des caractères particuliers.

SOCIÉTÉ DE SECOURS MUTUELS

La Société de Secours mutuels des Ardoisières de Rochefort-en-Terre est une institution bien modeste et dont les ressources paraîtront bien mesquines à côté de celles des grands établissements au milieu desquels elle a été appelée à exposer. Elle présente pourtant, à divers points de vue, des caractères si remarquables que je n'ai pas hésité à accepter la place qui lui était offerte, convaincu que l'exemple des petits, qu'il est d'ailleurs plus facile d'imiter que celui des grands, peut être aussi dans bien des cas aussi fructueux.

C'est à M. J.-M. Simon, ingénieur des Arts et Manufactures, l'un de mes prédécesseurs, que remonte l'honneur d'avoir institué, en 1866, une caisse de secours entre ses ouvriers, cela du consentement de tous et sensiblement dans les conditions générales des statuts actuels qui ont été élaborés par lui, en 1872, et approuvés par la préfecture du Morbihan.

Ces statuts ont régi la Société sans modification jusqu'en 1886, époque à laquelle j'ai reconnu qu'il était impossible d'équilibrer son budget avec les seules ressources prévues jusque-là, le nombre des pensionnaires toujours croissant ayant absorbé la réserve importante créée à l'origine de la Société, à l'époque où elle possédait les mêmes ressources, sans avoir les mêmes charges.

J'ai donc proposé, en présence des employés et de tous les ouvriers intéressés, de substituer à la cotisation proportionnelle de 1 p. % des salaires la cotisation fixe de 75 centimes par mois et par ouvrier, ce qui était plus juste, comme je le démontrerai plus loin, et plus productif, comme l'ont démontré les résultats obtenus, ce

mode de procéder ayant, en effet, donné l'équilibre d'abord, puis un léger accroissement en caisse, ce qui est suffisant pour le but qu'on se propose d'atteindre, puisqu'il n'y a *aucune raison de capitaliser dans une Association dont certains membres peuvent être évincés indépendamment de leur volonté.*

La cotisation proportionnelle, dans une Société dont tous les membres tirent leur seule ressource d'un seul et même établissement, est absolument juste ; mais lorsque, comme chez nous, un grand nombre des associés sont en même temps de petits propriétaires cultivant un coin de terre qui prend une partie de leur labeur, il arrive que, cette partie échappant à la cotisation, l'équilibre des charges est absolument détruit, les ouvriers les plus aisés apportant le moins à la masse commune, tout en lui demandant les mêmes secours et en lui imposant les mêmes charges. Il est donc juste, en pareil cas, d'en revenir à la cotisation fixe, et j'ai pris pour base de cette cotisation le chiffre moyen payé auparavant par les ouvriers qui ne travaillent pas au dehors des carrières ; de sorte que le résultat cherché a été atteint en surchargeant seulement ceux des associés qui peuvent le mieux le supporter et qui se trouvaient auparavant, vis-à-vis de leurs camarades, dans des conditions évidentes d'inégalité.

J'ai dit, d'autre part, que la Société de Secours mutuels des Ardoisières de Rochefort-en-Terre présentait de remarquables caractères sur lesquels il convient d'insister :

1° Elle se rattache à une exploitation dont les ouvriers offrent un exemple de stabilité assurément très rare, puisqu'on y en compte :

244 ayant 10 ans de service

196 — 15 —

149 — 20 —

82 — 25 —

34 — 30 —

18 — 35 —

8 — 40 —

5 — 45 —

2 — 50 —

ce qui indique un état de relations des plus satisfaisants entre les patrons et les ouvriers ;

2° Moyennant un très léger sacrifice de la part des ouvriers et employés associés (75 centimes par mois), elle procure à chacun d'eux :

En cas de maladie ou autre empêchement temporaire, un secours en argent équivalent à la demi-journée de salaire, les soins du médecin et les médicaments gratuitement.

En cas d'incapacité définitive, une pension de retraite qui atteint 180 francs par an, après 30 ans de service, ce qui a été jusque-là le cas de tous les pensionnaires.

Quoique cette pension de 180 francs semble minime, elle représente dans ce pays, où la vie est à très bon marché, presque l'indépendance pour un vieillard seul, et je puis dire d'une manière générale que les résultats acquièrent *infiniment supérieurs au sacrifice demandé*. Si les conditions locales y contribuent dans une certaine mesure, il est certain qu'ailleurs les salaires croissent proportionnellement avec les conditions d'existence et que le chiffre à demander à chaque associé devra croître dans la même proportion pour donner les mêmes résultats, sans le surcharger davantage.

C'est donc, dans une certaine mesure, assurer le sort

des invalides du travail, et je serai très heureux si cet exemple peut contribuer, aussi peu que ce soit, à la solution des graves questions dont M. Cheysson (président de la section XIV de l'exposition d'économie sociale) a dit fort justement qu'elles étaient l'angoisse et l'honneur de notre temps.

STATUTS

ARTICLE PREMIER.

Par les soins de MM. les Associés des Ardoisières de Rochefort-en-Terre, il est organisé entre leurs Employés et Ouvriers une Société qui prend le nom de *Société de Secours mutuels des Ardoisières de Rochefort-en-Terre*.

Cette Société a pour but :

1° De procurer les soins du médecin et les médicaments aux Sociétaires malades, d'après les conditions spécifiées plus loin ;

2° De leur payer une indemnité pendant le temps de leur maladie ;

3° De leur procurer une retraite proportionnelle à leurs versements, si les fonds de la Société le permettent.

ART. 2.

L'adhésion aux Statuts de la Société est obligatoire pour toutes les personnes qui sont ou seront employées aux Ardoisières de Rochefort-en-Terre ; et le fait d'y avoir obtenu du travail sera réputé consentement entier à toutes les obligations qu'ils énumèrent.

ART. 3.

MM. les Associés des Ardoisières, comme fondateurs, allouent à la Société une subvention annuelle de 1.000 francs, sans préjudice de leurs dons particuliers, et se réservent, en retour, l'administration de la Société ; cela du consentement de tous les Membres.

Le gérant de la Société (actuellement M. Autissier) sera Président de droit de la Société de Secours mutuels, et, par ses soins, il sera affiché chaque mois au bureau des contremaîtres un état des secours distribués, afin que chaque sociétaire en puisse contrôler l'opportunité et formuler ses observations s'il y avait lieu.

ART. 4.

Le Conseil d'administration de la Société de Secours mutuels se compose : du Président de droit, d'un Vice-Président, d'un Trésorier et de quatre Commissaires que les Membres de la Société désignent en réunion générale pour une période de cinq ans.

Nul ne peut être membre du Bureau s'il n'est Français et ne jouit de ses droits civils et civiques.

ART. 5.

Le Président adressera chaque année à M. le Préfet le compte-rendu prescrit par l'article 13 de la loi du 15 juillet 1850.

Toute discussion politique ou religieuse est interdite dans les réunions de la Société.

ART. 6.

La Société, pour subvenir à ses besoins, dispose des ressources suivantes :

1° De l'allocation des Ardoisières, sous forme de versements mensuels ;

2° D'une retenue de 1 p. % faite sur les salaires, appointements et marchés portés sur les états de paye de chaque mois (1) ;

3° Du montant de toutes les amendes disciplinaires infligées ;

4° Des dons mensuels faits à ladite Société.

ART. 7.

Les fonds de la Société seront versés à la Caisse des Ardoisières, qui lui ouvriront un compte-courant et d'intérêts à 5 p. % l'an.

ART. 8.

Tout Associé qui sera par maladie hors d'état de travailler devra faire connaître immédiatement sa position au contremaître sous les ordres duquel il travaille, lequel contremaître lui délivrera un billet pour être remis au médecin de l'établissement ; cela sous peine de perdre ses droits aux secours.

ART. 9.

L'Associé dont l'incapacité au travail aura été régulièrement constatée recevra une indemnité égale au prix de la moitié de ses journées, suivant les indications fournies par le médecin de la Société.

ART. 10.

Si l'Associé malade devient incapable de travailler, il lui sera accordé un secours en rapport avec l'importance de ses versements, et avec les ressources de la

(1) Le paragraphe 2 de l'article 6 a été modifié en vertu de la résolution prise en Assemblée générale en date de 1886 et approuvée par M. le Préfet du Morbihan, et la cotisation proportionnelle de 1 p. % remplacée par la cotisation fixe de 0 fr. 75 c. par mois et par ouvrier.

Société, toutes les fois que la durée des versements excédera dix ans.

ART. 11.

Tout Associé qui quittera l'établissement, pour quelque motif que ce soit, perdra tous ses droits au fonds social, quelle que soit la somme versée. Il perdra également tout droit aux secours qui font l'objet de la présente association.

ART. 12.

La Société peut être dissoute en Assemblée générale à la majorité des voix des Sociétaires. Une telle assemblée sera convoquée sur la demande du quart des Membres, ou dans le cas où les Associés des Ardoisières le jugeraient nécessaire.

En cas de liquidation, elle sera effectuée conformément aux règles du droit commun.

Nulle modification aux présents Statuts ne pourra être mise en vigueur sans l'autorisation de M. le Préfet.

ETUDES TECHNIQUES ET ÉCONOMIQUES

SUR

LES MINÉRAIS DE FER**ET LEUR TRAITEMENT INDUSTRIEL**

Par M. D. DANTON, ingénieur,
fondateur des Mines de fer de l'Anjou.

L'INDUSTRIE DU FER EN FRANCE

De toutes les industries, celle de la métallurgie du fer est peut-être la plus exposée aux perturbations économiques, non seulement par des conflits militaires ou de tarifs entre nations voisines, mais encore par les découvertes et inventions se rapportant soit à ses matières premières, soit à ses procédés de fabrication.

Pour la France en particulier, l'invention de l'affinage au convertisseur Bessemer, la guerre de 1870 et le procédé de déphosphoration Thomas sont venus successivement, et en moins de 30 années, bouleverser cette grande industrie. Ce fut, d'abord, la nécessité créée par le Bessemer de délaisser nos propres minerais pour acheter au dehors les minerais riches et purs qu'exige cet appareil, ce qui a obligé un certain nombre d'usines du centre à se transporter à grands frais sur divers points du littoral et à transformer leur outillage. Ensuite, ce fut, après la paix, la reprise active des anciennes usines et la création de nouvelles, en vue de réparer le vide constaté dans notre armement, nos arsenaux et les magasins du commerce. Enfin, la fabrication des aciers avec des fontes jusque-là

repoussées comme impures, a eu pour double résultat de centraliser sur un seul point du territoire presque toute la production, et, eu égard à la position géographique de ce centre important, de créer une situation dont nul ne peut méconnaître le danger. D'un autre côté, si l'on interroge l'avenir au sujet capital de la matière première, nous reconnaitrons que les minerais qui alimentent la plupart de nos usines, et où vont aussi puiser les nations voisines, se bornent aux célèbres gisements de Mokta, en Algérie, et de Bilbao, en Espagne; or, ces gîtes ne sont pas inépuisables; leur production, suivant de sérieuses prévisions, pourrait bien ne pas excéder un délai assez court, et, alors, l'unique ressource de la France serait dans l'Est, d'où dépendrait toute l'existence de notre métallurgie, mise ainsi en grand péril.

De là l'intérêt supérieur pour le pays d'étudier sérieusement et de mettre à profit ses propres ressources; de décentraliser sa production courante et diviser ainsi les risques en morcellant les outillages; enfin, de tirer parti des minerais nombreux qu'il recèle, minerais dont l'énorme valeur peut être à jamais perdue, si, comme pour les autres métaux, nous attendons que de nouveaux progrès dans les transports maritimes amènent chez nous l'invasion des produits étrangers à l'état fini. On comprendra donc quelle est la pensée dominante qui nous a conduit à préconiser une décentralisation devenue si nécessaire, et à convier tous les hommes spéciaux à sa réalisation. Ce problème, auquel nous voulons aujourd'hui apporter notre faible tribut, a déjà été indiqué dans notre brochure de 1886, sur « les Mines et Forges de France », et nous voulons espérer que ce ne sera pas en vain.

Nos études, ou, si l'on veut, nos observations, comprendront deux parties, qui ont été d'abord écrites

séparément, mais qui peuvent être réunies, parce qu'elles se complètent. La première s'applique aux minerais de fer; la seconde au traitement de ces minerais. Ce travail, qui comprend quelques citations des récents ouvrages les plus autorisés, aurait pu comporter de beaucoup plus grands développements, mais, sous sa forme concise, il suffira, nous l'espérons, pour provoquer des discussions utiles au succès de la solution qui s'impose, et c'est notre vœu le plus cher.

I

DES MINERAIS DE FER

Nature et objet de la présente étude.

Beaucoup d'ingénieurs ont étudié les minerais de fer de telle ou telle localité au point de vue géologique de leur gisement et en ont publié des monographies. Il serait difficile de les citer tous. Parmi eux, M. Stephen Czystkowski se distingue par une étude savante et consciencieuse des gisements les plus renommés, dont il a exposé, dans un volume publié en 1884, les conditions particulières de nature, de position stratigraphique et d'âge probable, avec une très judicieuse appréciation.

Mais, aucune étude d'ensemble ne nous paraît avoir été faite, jusqu'ici, au point de vue de leur génèse, et de leurs corrélations naturelles par leurs propriétés physiques et chimiques, et de leur grande diversité, sous ce double rapport. Or, comme ces propriétés sont celles qui intéressent la métallurgie, nous avons tenté cette étude, dans l'espoir d'en déduire les conséquences utiles et pratiques que le sujet comporte et qui rentre dans le domaine de la *minéralurgie*.

Le fer et ses composés minéraux.

Le fer, le *Mars* des Anciens, dont le nom suffit à indiquer l'antique usage comme instrument de guerre, est le métal le plus répandu sur la terre. De temps immémorial, il était connu, car son usage remonte à une époque préhistorique difficile à fixer. A l'état de pureté, c'est-à-dire métallique, on le trouve dans les scories ou sornes des anciens, en particules isolées ; dans les roches basaltiques de nos volcans anciens ou contemporains ; dans les fers carbonatés de certains pays et dans des pyrites, et, surtout, dans les météorites, venues des espaces et projetées sur la terre (dont 31 chutes constatées avant l'ère chrétienne, 176 de l'an I à 1825 et une quantité plus grande encore depuis cette date jusqu'à ce jour). Mais un seul gisement important a, jusqu'ici, pu être rencontré, c'est celui découvert par le navigateur suédois Nordenskiöld, au Nord du Groënland, où il a constaté des amas de fer évalués à plus de 20.000 kilogrammes.

Les minerais proprement dits ne renferment le métal qu'à l'état oxydé, dans des proportions très variables, uni à des matières étrangères, et ce n'est guère qu'à partir de 25 p. % de métal que l'industrie en tire parti.

Les minerais industriels peuvent se classer comme suit :

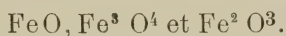
Minerais pauvres.	30 à 40 p. %
Minerais moyens.	40 à 50 p. %
Minerais riches.	50 à 60 p. %
Minerais extra-riches. . .	60 à 70 p. %

Les minerais naturels sont du fer à l'état d'oxyde, et de gangue qui se compose de quartz, d'argile ou de calcaire sans mélange, ou associés entre eux ; certains

métalloïdes et quelques métaux, notamment le manganèse, s'associent au fer dans toutes les proportions.

C'est ainsi que la métallurgie peut avoir à traiter des minerais à gangue quartzeuse, argileuse ou calcaire, et à l'état d'oxydes, carbonates, silicates, alumino-silicates et plus rarement de ferro-métaux naturels. A ces minerais il faut ajouter la pyrite de fer, grillée et oxydée, qui constitue un minerai artificiel.

Les oxydes, hydratés ou anhydres, de beaucoup les plus abondants, présentent le fer combiné à l'oxygène dans des proportions diverses répondant aux formules :



Le minerai carbonaté simple à l'état de $\text{CO}^2 + \text{FeO}$.

Le minerai silicaté simple à l'état de $\text{SiO}^2 + \text{FeO}$.

Le minerai alumino-silicaté est à un état de combinaison plus complexe et mal défini, où s'associent des variétés connues sous les noms de Chamoisite et Berthierine, qui se trouvent dans le Valais, en Anjou, en Bretagne, et même, suivant Beudant, dans les minerais oolithiques de la Moselle, notamment à Hayange, etc. Les proportions relatives de métal et d'oxygène dans les trois oxydes de fer, abstraction faite de la gangue, sont pour le protoxyde de FeO , 78 métal, 22 oxygène : $\frac{\text{Fe}}{\text{O}} = 4$;

Oxydulé Fe^3O^4 , 72 métal, 28 oxygène : $\frac{\text{Fe}}{\text{O}} = \frac{3}{4}$;

Peroxyde Fe^2O^3 , 70 métal et 30 oxygène : $\frac{\text{Fe}}{\text{O}} = \frac{2}{3}$.

Si le protoxyde existait isolé dans la nature, il serait le plus riche, mais comme minerai on ne le trouve que combiné, soit à l'acide carbonique, soit à la silice, soit dans des composés silico-alumineux, et ces minerais sont au contraire plus pauvres. A gangue égale, c'est l'oxydulé qui prend le premier rang comme

richesse en métal. Certains chimistes sont disposés à admettre aussi le fer à d'autres degrés d'oxydation, notamment à l'état d'acide ferrique FeO^3 analogue à l'acide manganique, mal défini et peu stable (Rivot), où, encore, à l'état de sous-oxydes. L'existence de l'acide ferrique a conduit certains auteurs à donner à l'oxyde Fe^2O^3 le nom de sesquioxyde. Remarquons que le minéral oxydulé Fe^3O^4 a été considéré comme un sel ferreux ou un ferrite de fer et que sa propriété toute spéciale d'agir sur l'aiguille aimantée est en effet de nature à lui faire attribuer une composition particulière à laquelle serait due son action magnétique. Puisque l'alumine, qui est, dans la généralité des cas, une base, joue aussi le rôle d'acide dans les aluminates de fer, en paraissant se dédoubler, on ne comprend plus d'objection absolue contre ce fait appliqué au fer oxydulé en particulier, Fe^3O^4 , qui est représenté par $\text{Fe}^3\text{O}^3 + \text{FeO}$.

Quant à l'existence de sous-oxydes naturels, si nous considérons que la transformation chimique des différents minerais se fait dans la nature d'une manière lente et progressive, ainsi que nous l'établirons, on peut bien admettre qu'au-dessous du protoxyde il peut y avoir des degrés inférieurs d'oxydation, tout en conservant la loi des proportions multiples, et, pour cela, il suffit d'admettre qu'un ou plusieurs atomes de fer métallique soient parties intégrantes dans une molécule d'oxyde inférieur, la progression oxydante se réalisant par épigénie. Suivant Berzelius, des sous-oxydes de ce genre, fort riches en métal, existent dans la nature, en Suède, Norvège, Hongrie, et dans les sables du golfe de Naples, où, mêlés à du péridot, ils proviennent de débris volcaniques. Selon le chimiste Marchand, ces sous-oxydes répondraient à la formule Fe^4O et contiendraient 93,5 de métal pour 6,5 d'oxygène.

Ajoutons que, outre l'oxygène et la gangue, les minerais de fer renferment généralement une certaine proportion d'eau de combinaison, ou simplement d'absorption hygrométrique, dite eau de carrière ; qu'aucune variété n'en est exempte et que cet élément a une grande importance au point de vue de leur traitement.

Variabilité des minerais de fer.

Il n'est pas de substances minérales plus variables et plus diverses, sous tous les rapports, que les minerais de fer, car on peut constater que dans leurs caractères chimiques, magnétiques, physiques et géologiques ils varient à l'infini.

Or, ces divers caractères leur donnent des propriétés spéciales dont il importe de tenir le plus grand compte dans leur recherche, leur exploitation et leur mode de traitement. Nous croyons donc utile d'y insister en signalant quelques exemples intéressants.

Il nous a été donné de rencontrer dans une même région, l'Anjou, où des études persévérantes nous ont permis de constater plus de quatre-vingt gîtes différents sur les territoires de 32 communes, à peu près tous les caractères que peuvent présenter les minerais de fer naturels, et nous mettrons ici à profit les faits observés dans cette intéressante région.

*Variétés physiques, chimiques et magnétiques
des minerais de fer.*

Nous avons déjà distingué les minerais oxydés, les minerais carbonatés et les minerais silicatés ; mais cette division générale comporte des subdivisions, pour les oxydés surtout. Ces minerais sont distingués en hydratés et anhydres, mais hâtons-nous de dire que cette distinction ne peut être tranchée, car nous trouvons des minerais à toutes proportions d'hydratation natu-

relle, depuis 0 jusqu'à 25 p. ‰, limites extrêmes. Ainsi, pour les minerais de l'Anjou, objet de 56 analyses faites à notre demande en 1871-1872 au Bureau d'essai de l'Ecole des Mines de Paris, la perte par calcination a donné en eau, depuis 0,30 à 14,66 p. ‰, et sur les 56 échantillons 1 a été trouvé anhydre.

Les minerais de fer ne sont pas constants, non plus que la proportion d'oxygène qu'ils renferment; les gisements sont rarement composés de minerais ayant les mêmes caractères, suivant les distances ou les profondeurs où ils sont exploités. Aussi, serait-il impossible d'en faire une classification rigoureuse, basée sur leur composition chimique, et il ne faut voir, en pratique, dans les noms adoptés, que des dénominations générales. C'est ainsi que l'on considère comme anhydres les *oligistes* et les *oxydulés*, et comme hydratés les *hématites*, les *oolithiques* et les *pisolites*, plus souvent désignés par le nom de *minerais en grains*; mais il est rare de ne pas rencontrer dans les différents minerais oxydés un mélange des diverses variétés connues, ce dont fait foi l'examen des nombreuses analyses officiellement publiées par le Bureau des essais. Ainsi l'on verra pour les minerais dits oligistes des proportions d'eau qui varient de 0,30 à 5,60, notamment dans le département de l'Ariège, ce qui indique une certaine proportion d'oxydes hydratés mêlés à l'oxyde anhydre, et cela se retrouve presque partout. Les minerais *carbonatés* sont encore plus variables que les oxydés, à l'exception cependant des *carbonatés spathiques* d'origine filonienne, mais les carbonatés sédimentaires, en couche ou en amas, peuvent présenter tous les degrés d'altération et de passage du carbonate de protoxyde $\text{CO}^2 + \text{FeO}$ au peroxyde hydraté $\text{Fe}^2\text{O}^3 + \text{HO}$. Cette transformation progressive, qui semble avoir pour cause une action

électro-chimique due à l'eau de contact, s'est observée sur des points nombreux et a été signalée notamment pour le remarquable minéral du gisement de Sommo-rostro, en Espagne, dans les études spéciales de MM. L. Gruner et S. Czystkowski. M. Gruner dit à ce sujet dans son ouvrage intitulé *Notes de voyage*, p. 36 et 37 : « Le plus ancien en date est le campanil. Les nombreux « cristaux rhomboédriques de carbonate de chaux « transformés en peroxyde de fer donnent à penser « que le gîte a d'abord été du carbonate de fer. »

De son côté, M. Czystkowski, dans son ouvrage déjà cité, dit, en parlant du même gisement, p. 152 : « le gîte était à l'état de carbonate ». Plus loin, parlant des gîtes de Carthagène, l'auteur dit aussi, p. 167 : « l'analogie « entre ce gîte, La Tafna (Algérie) et Bilbao est frap- « pante. De plus, le minéral est de même nature, c'est « un mélange de carbonate plus ou moins décomposé « et d'hématite plus ou moins hydratée ».

M. Ledoux, dans son étude des minerais triasiques de l'Ardèche, signale une variété de minéral hydroxydé rendant 36 p. % de fer, unie dans le même gîte à du fer carbonaté et il dit : « Certains morceaux ont une com- « position intermédiaire entre ces deux variétés et sont « formés d'un minéral brun, compacte, moins riche en « fer que la première et plus riche que la seconde. « La variété cloisonnée paraît provenir de la décom- « position de la variété carbonatée. »

Nous avons exploré nous-même, en Anjou, des gîtes en couches et en amas, où cette transformation progressive par voie de suroxydation aqueuse du fer carbonaté en fer hydroxydé est nettement démontrée. Le gisement en couches appartient aux quartzites de l'étage silurien moyen, qui encaissent le minéral. Le gisement en amas appartient au terrain dévonien. Dans le premier, l'affleurement présente du fer hydroxydé, géodique sou-

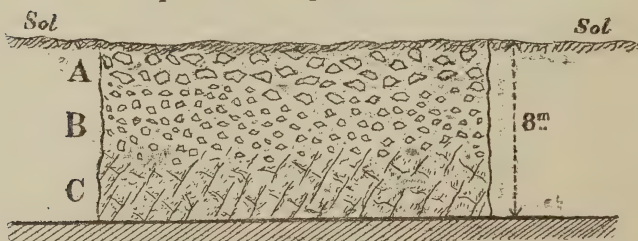
vent, de couleur brune. A 2 ou 3 mètres de la surface, il devient plus compact avec veines d'aspect métallique mêlées de parties moins riches et terreuses.

Puis vers 4 à 5 mètres commence à paraître, au toit de la couche, du fer carbonaté gris qui augmente en épaisseur avec la profondeur et domine dans la masse jusqu'à 17 mètres où l'exploration s'arrête en ce moment. Le fer carbonaté vient à ce niveau en blocs volumineux arrondis et encore entourés d'une légère croûte de fer hydroxydé brun ou rouge.

Le principal gîte, en amas, offre encore plus de netteté quoique sur une faible épaisseur de 8 mètres, et se trouve dans la même commune.

Sous une faible épaisseur de terre arable se trouve un minerai hydroxydé, brun foncé, formant masse, mais criblé de trous dans le haut. Vers le milieu, il devient plus gris, amygdaloïde et passe graduellement à un fer carbonaté en rognons. Ce dernier à son tour passe du gris au noir, devient de plus en plus compact, anguleux. Enfin la partie inférieure est composée de minerai carbonaté, pur, en petits cristaux spathiques, noirs, en roche et très compact, offrant même une stratification de bancs inclinés qui donnent l'apparence trompeuse d'une couche plongeante.

Coupe suivant l'épaisseur de l'amas.



- A** Fer hydroxydé poreux.
- B** Fer carbonaté en rognons.
- C** Fer carbonaté en roche.

Les analyses de ces diverses variétés ont donné les chiffres suivants :

VARIÉTÉ A fer pur 54,8 p. %	{	SiO ² = 8,33	VARIÉTÉ B fer pur 42,4 p. %	{	SiO ² + Al = 11,60
		Fe ² O ³ = 78,30			Fe ² O ³ = 60,60
		CaO = 0,40			CaO = 1,60
		SO ³ = 0,09			MgO = 0,30
		PhO ⁵ = 0,51			SO ³ = 0,07
		Perte = 12 "			PhO ⁵ = 0,07
					Perte = 25,60
		99,63			
					99,84
VARIÉTÉ C fer pur 37,5 p. %	{	SiO ² + Al = 10,10		{	
		Fe ² O ³ = 53,05			
		Al ² O ³ = 7,20			
		Perte = 30,50			
		100,85			

L'examen de ces analyses nous montre clairement :

1° Que la gangue n'a presque pas varié de poids ;

2° Que la perte au feu a été progressivement décroissante de bas en haut du gîte, perte provenant du gaz CO² dissous et dégagé du minerai ;

3° Qu'à ces pertes en acide carbonique correspond exactement l'enrichissement en métal :

Ainsi à la base **C**, CO² + HO = 30,50 p. %, Fe = 37,5 p. % ;

Au milieu **B**, CO² + HO = 25,60 p. %, Fe = 42,4 p. % ;

En haut **A**, CO² + HO = 12 p. %, Fe = 54,8 p. % ;

De C en B, la perte volatile est 30 — 25 = 5, le gain en métal 42 — 37 = 5 ;

De B en A, la perte volatile est 25 — 12 = 13, le gain en métal 55 — 42 = 13.

Nous avons cru utile de citer cet exemple, qui nous montre sur le vif la transformation du fer carbonaté en fer peroxydé par voie de suroxydation aqueuse, et le changement de texture qui accompagne cette transfor-

mation est tout aussi remarquable, car elle permet de voir comment un minéral en roche, de couleur noire avec une texture cristalline ou oolithique que présente la roche inférieure, passe à la texture terreuse et à l'aspect amygdaloïde, puis à la forme scoriacée. Il n'est pas sans intérêt de signaler aussi que, dans l'un de ces amas auxquels nous sommes disposé à attribuer une origine geysérienne, avec des minerais brun noirâtre, poreux de la partie supérieure à 12 p. % d'eau, se trouvaient, çà et là, des fragments rouges, compacts, plus riches encore en métal et ne renfermant que 4 p. % d'eau.

Bien qu'il ne semble pas possible d'indiquer ici la cause de la différence de couleur de ces deux natures de minerais, on n'en a pas moins constaté que d'un minéral carbonaté noir sont sortis, par suroxydation aqueuse, des minerais oxydés bruns et rouges très différents.

Le minéral silicaté est plus stable que le carbonaté, son acide étant moins soluble que l'acide carbonique, il est comme ce dernier à base de protoxyde FeO . Il forme aussi des combinaisons encore plus stables, alumino-silicatées ; cependant on trouve souvent un mélange de peroxyde ou d'oxydulé avec le silicaté, et dans ce dernier cas, le plus fréquent, ils sont attirables à l'aimant et même deviennent magnétiques, ce qui est dû sans doute à certaines molécules d'oxydulés non combinées et libres, ou de métal non encore oxydé mêlées à la masse, car, comment expliquer autrement que tant de minerais qui n'attirent cependant pas l'aiguille aimantée offrent, dans leurs poussières, des parties attirables à l'aimant ?

Beaucoup de minerais sont donc de nature *mixte*, très diversement oxydés, et leur analyse seule peut révéler leur état d'oxydation, souvent complexe et qu'on

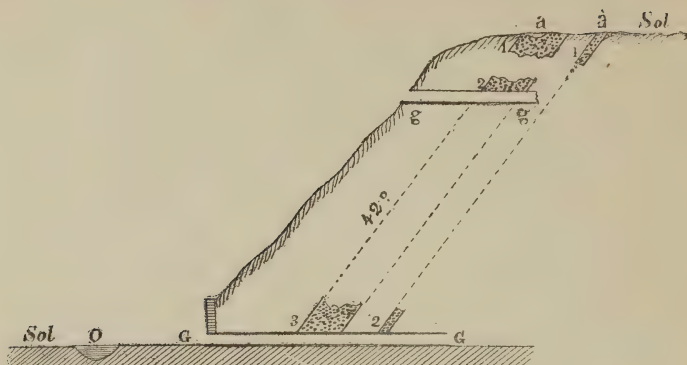
ne peut définir exactement, de l'aveu des meilleurs chimistes.

Il n'est pas plus possible d'assigner un caractère fixe aux minerais oxydulés magnétiques qu'aux autres variétés. De l'avis de tous les spécialistes habitués aux analyses, l'oxydulé n'est jamais pur dans les minerais industriels. M. Coquand cite le gisement de Veuzac, dans l'Aveyron, et « la présence de fer oligiste métalloïde mélangé d'oxydulé au milieu des fers hydratés ». Dans beaucoup de gîtes, se trouvent mélangés de l'oxydulé Fe^3O^4 à des parties oligistes Fe^2O^3 en des proportions variables, et cela se constate dans le gîte de Mokta, en Algérie, et les nombreux gîtes de la Scandinavie, de l'île d'Elbe, et de l'Anjou, comme en beaucoup d'autres pays. Près de la surface, l'oxydulé est souvent aussi hydraté sur une assez grande épaisseur, et le magnétisme ne s'accuse qu'en profondeur.

Nous avons même pu constater dans le gîte de Char-mont, commune de la Ferrière (Maine-et-Loire), la présence d'une couche d'un minerai oligiste terreux à la surface, rouge violacé et pas du tout magnétique, passant lentement à une dureté croissante, une teinte plus brune avec une propriété magnétique marquée à la profondeur de 51 mètres où la couche a été recoupée; et, ce qui complique l'anomalie, c'est que, plus loin, à 8 mètres seulement, une autre couche épaisse de 7^m, 70 encaissée dans les quartzites, ou grès armoricains, comme la première, apparaît dès la surface en roche compacte, extrêmement dure et très magnétique, caractère qu'elle accuse au même niveau de 51 mètres plus bas.

A priori, il est rationnel d'admettre que le degré d'oxydation doit diminuer en s'abaissant au-dessous de la surface, car les causes oxydantes sont plus actives en haut qu'en bas, et le fait doit se vérifier souvent.

Croquis des travaux de Charmont.



- O** Rivière de l'Oudon, non navigable en cet endroit.
a Affleurement de la grande couche 7^m,70 d'épaisseur.
à Affleurement de la petite couche, minéral rouge violacé, terreux.
gg Galerie d'étude du niveau de 40 mètres.
GG Galerie à travers-bancs du niveau de 31 mètres, **V** voûte d'entrée.
 En **a** et au niveau **1** Minéral oxydulé magnétique de dureté extrême.
 En **2** Niveau de 10 mètres, — — dureté moyenne.
 En **3** Niveau inférieur, — — plus dur qu'en **2**, moins dur qu'en **a**.
à Affleurement rouge violet très tendre, non magnétique, 1 mètre d'épaisseur, en **1**.
 En **2** Minéral dur magnétique, couleur noire grisâtre à poussière légèrement rouge, n'ayant plus que 0^m,70 d'épaisseur.

Dans une couche puissante de minéral peroxydé à Angrie, nous trouvons, çà et là, certains fragments agissant sur l'aiguille aimantée, tandis que les autres ne sont pas du tout magnétiques, et, dans ce même gîte, certains échantillons *mixtes* présentent les trois variétés de fer oligiste à poussière rouge, de fer carbonaté, sous forme de filonnets blancs spathiques, et d'oxydulé, puisque les fragments attirent l'aiguille aimantée.

De même, dans l'Aveyron, dans l'Ardèche, en Italie, en Scandinavie, etc., on trouve des minerais de nature mixte.

Le magnétisme varie d'ailleurs beaucoup d'intensité. A l'Exposition de 1878, à Paris, nous avons disposé, par ordre d'énergie magnétique, 42 échantillons des minerais du seul département de Maine-et-

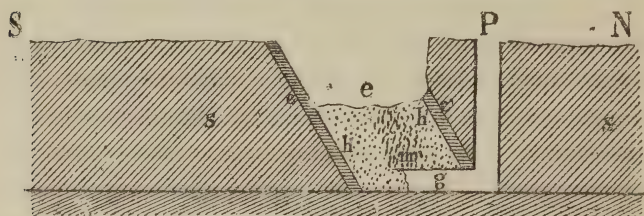
Loire, montrant le passage graduel de leur action sur l'aiguille de la boussole, depuis 0 jusqu'à 180°, et montrant encore cette autre et inexplicable anomalie que, tandis que les uns ne sont doués que du magnétisme positif, les autres sont pôlaires et possèdent les deux fluides, état de l'aimant naturel.

Ces faits viennent encore confirmer la variabilité dans la proportion et la diffusion de l'oxygène des minerais de fer, preuve d'un travail moléculaire continu et d'une oxydation progressive, mais auquel tous les faits observés ne permettent encore d'assigner aucune loi. Il est probable que, par suite des groupements atomiques du fer et de l'oxygène, les molécules formées d'un même nombre d'atomes constituants, devenues ainsi homogènes, se groupent aussi par affinité pour constituer de petites masses présentant le même degré d'oxydation, et que c'est ainsi que quelques molécules libres d'oxydulé, en plus ou moins grand nombre et noyées dans l'ensemble, suffisent pour déterminer une action sensible sur l'aiguille aimantée. Nous voyons une confirmation de cette opinion dans le fait, bien constaté, que les diverses parties d'un même fragment diffèrent d'intensité magnétique. On peut donc admettre que les minerais simplement magnétiques sont ceux dont les molécules d'oxydulé sont dispersées en mélange dans la masse avec d'autres oxydes, et que dans les aimants où l'oxydulé existerait seul, le groupement moléculaire a pu librement s'effectuer.

Nous disons molécules libres parce que les minerais silicatés sont souvent magnétiques et ce ne peut être par leur oxyde combiné à la silice, puisque cette base est le protoxyde FeO . Ce doit donc être par des molécules libres de l'oxyde Fe^5O^4 , provenant de l'action de FeO sur Fe^2O^3 , car $\text{FeO} + \text{Fe}^2\text{O}^3 = \text{Fe}^3\text{O}^4$. Il est bien certain, d'ailleurs, que c'est un degré d'oxydation spé-

ciala qui est la caractéristique de la propriété magnétique. Or, non seulement on trouve des minerais dont le noyau seul est magnétique, mais nous avons pu faire cette observation intéressante sur une même couche très épaisse dont le toit et le mur présentent du fer carbonaté, ensuite et des deux côtés, du fer oxydé, non magnétique ; puis vers le centre du minerai ayant une action très prononcée sur l'aiguille aimantée. Le phénomène observé sur de simples fragments se trouve donc ici confirmé pour une couche entière.

Coupe N.-S. de la couche de la Bosserie.



Niveau de 44 mètres.

- SS** Schistes encaissants.
- P** Puits d'exploration.
- g** Galerie d'étude au niveau de 44 mètres.
- e** Excavation de 7 mètres de profondeur, à la surface.
- ce'** Bancs de fer carbonaté gris, en roche.
- hh'** Parties passant au fer oxydé, à poussière rouge, non magnétique.
- m** Partie centrale, plus dure, plus noire, offrant des filets blancs de fer spathique et une poussière brune, et attirant fortement l'aiguille aimantée.

Ces mélanges variés, donnant aux minerais du fer une composition si difficile à définir, tiennent aux lois de groupement atomique, à la morphogénie minérale encore bien mystérieuse, où le magnétisme joue un rôle important, et que, espérons-le, la science parviendra un jour à expliquer.

Quoi qu'il en soit, on voit combien était erronée la prétendue propension aciereuse que, naguère encore, on attribuait à la propriété magnétique des minerais oxydulés, que l'on croyait purs entre tous, et qui, ainsi

que nous le verrons, ne diffèrent d'ailleurs en rien des autres à cet égard.

Sous le rapport de l'état physique, les minerais de fer sont également extrêmement variés. Comme couleur d'abord, on peut dire qu'ils passent par tous les tons de la gamme chromatique, et cela pour les oxydes surtout. Il y a des minerais oxydés jaunes, bruns, violets, rouges, gris et noirs, et leur poussière, qui prend les mêmes teintes, ne peut non plus servir de critérium, car le minerai oligiste réputé anhydre et l'hématite rouge, qui est hydraté, donnent l'un et l'autre une poussière rouge. Il y a des minerais carbonatés variant du blanc pur au jaune et au brun par suroxydation, et, à l'état pur et spathique, on en trouve de blancs et de noirs comme dans les Pyrénées et l'Ariège. En Anjou, nous avons constaté récemment l'existence de ces fers carbonatés variés, dont, jusqu'ici, aucune trace n'avait été signalée.

La couleur du minerai silicaté est moins variable, la silice y est combinée au protoxyde de fer, et la gangue devenant par ce fait d'un vert pouvant passer jusqu'au noir, certains de ces minerais se rapprochent, par l'aspect, des amphibolites. Si les minerais offrent toutes les couleurs, comment expliquer ce fait? Ce ne peut être par une action de la lumière, puisque leur coloration prend naissance dans les régions souterraines. Peut-être ces différentes nuances sont-elles dues au degré d'hydratation, et c'est une étude à faire. Disons cependant que les affleurements sont moins variés de nuances et que c'est toujours la couleur jaune, rouge ou noire qui révèle l'existence des gîtes à la surface du sol.

Comme structure, les minerais de fer les affectent toutes : pulvérulents, amorphes et cristallisés, et comme dureté, entre la roche dure et compacte et l'état terreux

ou pulvérulent, on trouve tous les degrés intermédiaires. En Anjou, on trouve : des minerais oxydulés d'une dureté extrême, qui ne viennent qu'à la poudre, comme à Charmont et à l'Ecluse, sur le bord de l'Oudon et ailleurs ; du minerai oxydulé qui tombe en poussière, comme à Noyant-la-Gravoyère, où il est composé de petits cristaux octaédriques sans cohésion.

Entre ces états extrêmes, on trouve partout des minerais d'une dureté moyenne, compacts, amygdaloïdes, caverneux, scoriacés, d'aspect métallique ou lithoïde, et parfois, spécialement pour la variété silicatée, d'aspect uni, lustré et presque vitreux. En outre, le degré de dureté est indépendant de la profondeur, la partie supérieure étant parfois la plus dure. Au point de vue pratique des travaux et du traitement, ces différents états ont une réelle importance.

Richesse des minerais.

Non moins variable est la richesse des minerais de fer, et pour l'industrie, la richesse en métal peut devenir chose relative, la nature de la gangue faisant parfois préférer des minerais pauvres et des roches simplement ferreuses à des minerais plus riches, mais d'un emploi plus coûteux. En thèse générale, cependant, la teneur en métal sera toujours le facteur le plus important dans la métallurgie, et l'on ne pourrait s'expliquer autrement l'emploi de minerais venus de l'étranger. La proportion du métal dans un minerai devient d'ailleurs d'autant plus importante que les récents perfectionnements introduits dans le traitement des minerais impurs les place à peu près au même rang que ceux qui étaient jusqu'à ce jour considérés comme supérieurs.

Dans la nature, on trouve des minerais formés d'oxyde presque absolument pur, de 72 p. % de métal

comme en Laponie, en Algérie et ailleurs, tandis que l'on traite en certains pays des minerais de 20 à 25 p. % au plus de teneur. Dans les minerais isolés, il est facile de reconnaître que, par suite de groupements chimiques, certaines parties du même bloc sont plus riches que les autres, et il est possible d'y distinguer souvent divers degrés de concentration et de richesse. On s'explique donc bien, par analogie, ce fait bien constaté, que la richesse varie également dans les masses qui constituent les gîtes, et ce qui se voit sur un morceau isolé se reproduit en effet dans le cours d'une exploitation. Ce phénomène de concentration métallique, en grand, est dû, comme dans un simple fragment, à un transport moléculaire de nature électrochimique, sous l'influence d'actions lentes, mais continues, et c'est ainsi que, le plus souvent, après avoir rencontré, en profondeur ou en direction, une partie très riche, on pénètre dans une matière stérile, ou à peu près.

Nous avons pu vérifier ces faits souvent et de la manière la plus frappante sur divers gîtes, notamment sur celui du Haut-Pineau, près de Segré, où, à une partie très riche et d'aspect cristallin d'un minerai oxydulé, succède sur la même couche une partie pauvre, à peine colorée, spongieuse et légère, que l'on pourrait considérer comme une écume ferreuse. Des conditions analogues se présentent au Vau d'Oudon et dans la galerie de Maingué, près Segré, ainsi que pour la couche Sud des Essards, à Angrie.

Pareil phénomène ne se rencontre pas souvent avec cette netteté de caractère, mais cela montre que, pour certaines natures de minerais, il faut les explorer avec soin pour ne pas avoir de mécomptes.

En France, la richesse des minerais est des plus variables, ainsi que nous le ferons voir, et dans le seul

district d'Anjou, déjà indiqué, où nous rencontrons des gîtes de minerais peroxydés hydratés, des oligistes, des oxydulés et des carbonatés, les analyses ont établi des richesses variables entre 37 p. % et 63 p. % de fer pur. La richesse des minerais peut d'ailleurs tout aussi bien s'affaiblir qu'augmenter en profondeur, et ce que nous avons dit plus haut l'explique suffisamment. Dans beaucoup de circonstances même, le changement dans la richesse du minerai est la conséquence d'un changement dans sa nature, et c'est ainsi que l'on voit des peroxydes hydratés de 50 à 55 p. % de teneur aux environs de la surface, conduire graduellement dans la profondeur du sol, ainsi que nous l'avons vu à Angrie, au fer carbonaté ne donnant plus que 30 à 40 p. % de métal.

Pureté des minerais de fer.

La pureté des minerais de fer employés dans l'industrie est très rarement absolue; les autres métaux qu'on y rencontre sont : le manganèse, surtout, associé au fer, dans toutes les proportions, et qui est un auxiliaire estimé; le chrome, le cuivre, le zinc et le titane, mais en plus petites proportions.

Les minerais ferro-manganésés sont les plus nombreux et on les traite avec avantage dans les pays où l'on en rencontre. Les minerais ferro-chromés que l'on trouve en Calédonie, en Amérique, en Autriche, etc., ne sont pas aussi communs que les précédents. Enfin, les ferro-zincs (Franklinite) que l'on trouve en Amérique et ailleurs, les ferro-nikeloxydes, ferro-cobaltoxydes et ferro-titanoxydes sont des exceptions comme minerais industriels. Toutefois, il n'est pas inutile de signaler que les oxydes de ces divers métaux forment entre eux des composés multiples, ce qui s'explique par l'analogie de leurs densités, qui sont 25 pour le titane, 26 pour le chrome, 28 pour le fer, 29 pour le

cobalt, 31 pour le cuivre et 33 pour le zinc. On trouve des alliages naturels de ces oxydes dans des proportions très diverses. Comme exemples :

		p. ‰
Fer oxydulé magnétique, analyse de Klaproth.	{ Oxyde de fer....	85,5
	{ Oxyde de titane..	14
	{ Oxyde de manganèse..	0,5
		100
La Franklinite, analyse de Bruce.	{ Oxyde de fer.....	66
	{ Oxyde de zinc.....	17
	{ Oxyde de manganèse ...	16
		99

Les fers chromés, naturels ou sidéro-chromés, sont mal définis, l'état d'oxydation du fer y étant difficile à déterminer.

Le vanadium a été également constaté dans les gisements de minerais des terrains primaires, mais en très faible proportion.

En général, tous les métaux alliés au fer ne s'y trouvent que dans de faibles proportions pour les minerais employés en métallurgie, mais les faits exposés suffisent pour montrer la grande probabilité que ces minerais doivent rarement être absolument purs de toute trace de ces divers métaux, dont l'influence sur le métal industriel peut être d'une grande importance.

Les métalloïdes sont le soufre, l'arsenic, le phosphore et le silicium.

Le soufre y est le plus souvent visible à l'œil nu sous la forme de pyrite, et on le trouve dans les minerais sédimentaires comme dans ceux des filons, où il existe aussi à l'état de sulfate.

Le phosphore ne s'y révèle que par l'analyse, excepté pour les minerais qui, comme les oxydulés de Suède,

montrent de l'apatite dans leur gangue. En France, nous ne savons trop à quelle origine attribuer le phosphore de nos minerais. Pendant longtemps on en a cru les oxydulés magnétiques exempts, mais c'est une erreur confirmée, car, sans parler des autres minerais oxydulés, nous avons dans la Maine-et-Loire un très grand nombre de gîtes d'oxydulé où le phosphore a été constaté, et nous y avons même rencontré, près de Vihiers, dans un porphyre siénitique, roche de nature éruptive, du fer oxydulé très riche accusant à l'analyse la présence du phosphore. Le phosphore existe dans le minerai à l'état de phosphate de fer ou à l'état de phosphate de chaux. Nous avons bien constaté le phosphate de fer, bleu et vert, en petites masses dans des lydiennes, et les chimistes ont même reconnu cinq variétés de phosphates de fer hydraté, mais ce sont des minéraux accidentels, probablement unis à la gangue par particules imperceptibles dans les minerais. Cependant, nous avons pu constater ce métalloïde dans un minerai riche, dont la gangue, qui est exclusivement composée de globules ou de cristaux de quartz hyalin, ne pouvait le contenir; et, ici du moins, ce ne peut être qu'à l'état de phosphate de fer mêlé à l'oxyde que le phosphore existe. Ajoutons que, si le soufre fait élection de préférence dans les minerais carbonatés ou leurs dérivés, le phosphore peut se trouver indistinctement dans toutes les variétés de minerais et tous les genres de gîtes et quel que soit leur âge géologique, comme aussi, dans un même gîte il peut augmenter, ou même disparaître, en direction ou en profondeur; et, ce qui prouve bien qu'il s'y trouve en particules isolées, c'est que l'on a vu des fragments contigus d'une même couche varier de 0 à 1 p. % de phosphore. L'origine du phosphore est donc en général minérale et non organique comme on l'a pu croire, et il reste encore à

faire d'utiles études sur son mode de combinaison dans les minerais de fer.

Quant à l'arsenic, beaucoup plus rare, d'ailleurs, que le phosphore et le soufre en proportion dosable, il peut se révéler parfois même à l'œil nu, par son état brillant et argentin, sous la forme de mispikel (sulfo-arseniure de fer) qu'il revêt quelquefois dans les minerais de fer, ou à l'état d'arseniate.

Tous ces agents impurs, qui se rencontrent unis au fer dans les minerais, s'y trouvent sans règles ni proportions précises, et il convient d'en faire de fréquents dosages, et sur des fragments divisés et nombreux, pour se rendre bien compte de leur influence respective sur les produits obtenus.

Ajoutons que si à défaut de balances assez sensibles on employait l'analyse spectrale à l'étude chimique des éléments des minerais de fer, on y constaterait la présence de beaucoup d'autres métaux et métalloïdes, congénères du fer dans la consolidation de l'écorce terrestre, et que, eu égard à l'importance pratique que ces éléments peuvent exercer dans tous les produits ayant le fer pour base, cette analyse s'imposera sans doute bientôt aux progrès de la métallurgie.

Quant à présent, il sera toujours très utile d'étudier attentivement la nature particulière de chaque minerai avant de le soumettre au traitement; car, à chaque minerai convient un traitement spécial, pour la réduction surtout. D'un autre côté, la préparation exige également un soin attentif, dans le cas où divers minerais sont réduits ensemble, la régularité du travail exigeant que les plus difficiles à réduire soient en moins gros fragments. Enfin, précisément à raison de la très grande diversité des minerais dans leurs degrés d'oxydation, même pour les fragments d'une même couche, il sera toujours très avantageux de les soumettre tous au grillage.

Avec une faible dépense, non seulement on chasse des minerais les impuretés telles que le soufre et l'arsenic, mais on en chasse en même temps les agents réoxydants CO^2 et HO , et ainsi on les enrichit, on les rend poreux et plus faciles à réduire, et, en les amenant, dans toutes leurs particules, au maximum d'oxydation, à l'état de peroxyde bien défini Fe^2O^3 , on simplifie le dosage du charbon nécessaire, on évite les mécomptes et les accidents et l'on abrège le travail. Ajoutons même qu'en calcinant avec les gaz, on peut faire varier leur composition et leur température de manière à ce que, après la période oxydante, succède immédiatement celle de la réduction et obtenir ainsi une calcination réductrice très économique.

Gisements divers.

Nous devons commencer par rappeler qu'au point de vue de leur exploitation métallurgique, les minerais de fer sont encore classés en deux catégories que la loi, à l'encontre de la nature, a distingués en minerais de *minières*, dits minerais d'alluvion, lesquels s'exploitent sans concession de l'Etat, et *concessibles*, qui ne peuvent s'exploiter qu'en vertu d'une concession. Nous connaissons nombre de cas où cette distinction est manifestement contraire à toutes les notions géologiques, à toutes les règles de l'exploitation et à l'utilisation de la richesse nationale, et elle ne peut, en outre, que susciter des conflits d'intérêt presque inévitables. Dans ces procès, où les tribunaux, c'est-à-dire les juges, n'ont aucune des connaissances spéciales nécessaires; où l'Administration des mines, c'est-à-dire l'Etat, s'interdit toute appréciation d'ordre pécuniaire, les intéressés sont livrés à des solutions arbitraires, et, c'est, avec tant d'autres, une des conséquences et des difficultés pratiques de la loi qui régit encore l'emploi

des matières minérales utiles et entrave l'industrie. En France, où les minerais de fer sont le plus souvent disséminés et superficiels, la détention de ces gisements par les propriétaires du sol, qui s'efforcent d'en éviter l'exploitation qui dérangerait leurs habitudes, est une cause sérieuse d'entraves et une perte pour notre richesse publique. Il est temps de supprimer cette distinction subtile qu'on n'a admis que pour cette catégorie du fer, ce que rien ne justifie, puisque le fer étant le moins cher des métaux, il devrait, à plus forte raison, être concédé sans redevances.

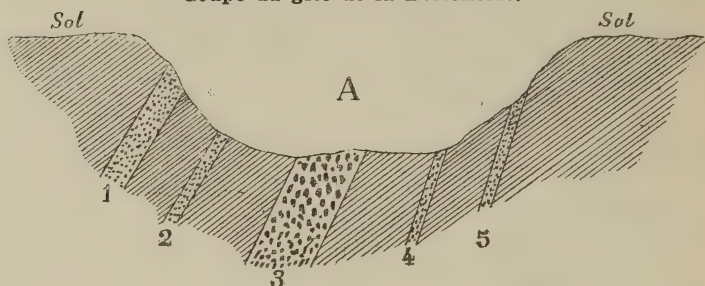
Au point de vue géologique, les gisements des minerais de fer ne le cèdent en rien, comme diversités, aux autres conditions déjà signalées :

Toutes les formations géologiques, depuis le granite jusqu'aux sédiments contemporains, recèlent des minerais de fer. Toutes les variétés des minerais de fer peuvent se rencontrer dans la même formation, et nous avons constaté un gîte de limonite très hydratée dans un gneiss, roche des plus anciennes. Par contre, beaucoup de gîtes, notamment de l'Ile d'Elbe, ceux d'Algérie, nous montrent des oligistes et des oxydulés dans les terrains tertiaires, alors qu'on avait cru pendant longtemps que les terrains anciens seuls pouvaient les recéler. Le gîte de la Tafna montre même, d'après M. Pouyanne, des carbonatés, des hématites, des oligistes et des oxydulés dans un même étage du lias, avec une gangue calcaire qui leur est commune. Cela prouve, et le fait a une grande importance au point de vue de la genèse des minerais de fer, que les divers minerais, et même à tous les degrés d'oxydation, peuvent se rencontrer dans les mêmes conditions géologiques.

Bien plus encore, non seulement une même roche, un même étage géologique renferme parfois des variétés

différentes de minerais, mais nous avons pu explorer des gîtes où l'oxydulé-magnétique se trouve interstratifié avec l'oligiste. Les gîtes de la Boitellerie,

Coupe du gîte de la Boitellerie.



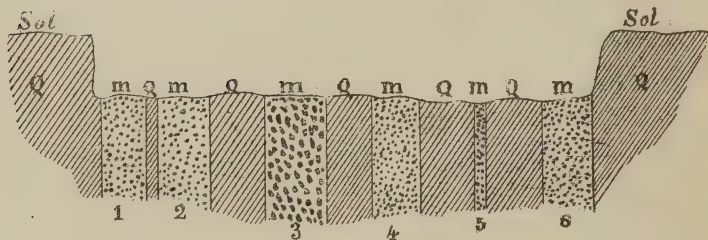
A Excavation d'anciens travaux.

N° 1	Couche de minéral oligiste, épaisseur ..	4 ^m
N° 2	Couche de minéral oligiste, épaisseur ..	0, 50
N° 3	Couche de minéral oxydulé magnétique .	2, 30
N° 4	Couche de minéral oligiste.....	0, 30
N° 5	Couche de minéral oligiste.....	0, 70

Épaisseur totale..... 4, 80

commune de La Chapelle-sur-Oudon, et celui de Pince-Loup, commune de Bouillé-Ménard, en Maine-et-Loire, sont, dans ce cas, parmi nos minerais étudiés.

Croquis du gîte de Pince-Loup.



Q Q Quartzites encaissants.

m m Couches de minéral.

N°s 1, 2, 4, 5 et 6 Couches de minéral oligiste bleu violacé, cristallin.

N° 3 Couche de minéral oxydulé magnétique gris.

Toutes les couches sont à peu près verticales, rien ne distingue les parois de la couche d'oxydulé de celles des couches oligistes, et, sur une épaisseur totale de 9 mètres, il y a une épaisseur à peu près égale de minéral et de quartzites.

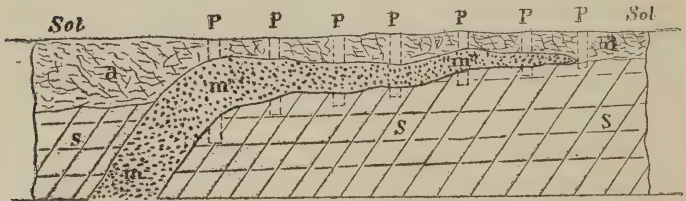
La forme des gîtes est également indépendante de la nature des minerais. On les trouve, nous le rappellerons, en *filons transversaux*, en *filons-couches*, en *couches régulières* et en *amas-couches*. Mais il y a encore d'autres modes de gisements, secondaires il est vrai, qui complètent la série qui précède : ce sont les gîtes *épigéniques* formant ce qu'on appelle les chapeaux de fer des filons d'autres métaux, fait surprenant qui ne paraît pouvoir s'expliquer que par une dissolution aqueuse après transformation de la partie du métal soumise aux influences météoriques, et l'apport lent et progressif, à la place du métal d'origine disparu, des poussières si nombreuses dans l'atmosphère de particules de fer oxydulé, que les eaux pluviales entraînent et déposent dans les vacuoles restées libres après le départ du métal préexistant, car il paraît difficile de l'expliquer autrement.

Les minerais dits *des marais* sont également de formation contemporaine, mais ils sont dus à la sédimentation des eaux superficielles qui, partout où elles rencontrent des gîtes déjà formés, en entraînent de faibles proportions, tant en suspension que dissoutes, et que, devenues stagnantes, ces eaux déposent à l'état de limonite dans le fond de leur lit, ordinairement peu profond.

On trouve encore des gîtes *d'érosion* ou *d'épanchements*. Parfois, ce sont des amas en forme de calotte ou bourrelet couronnant des gîtes inférieurs, comme le gîte de Mokta par exemple ; ou encore, ce sont les minerais qui, arrachés avec le temps à leur gîte *in situ*, se sont répandus en nappes plus ou moins importantes en longueur, largeur et épaisseur, et qui, directement rattachés au gîte originel situé dans le voisinage, constituent des dépôts généralement en déclive sur le ter-

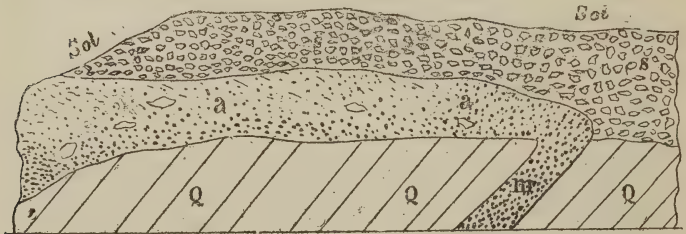
rain environnant. Ces sortes de gîtes offrent un intérêt tout particulier pour l'explorateur, et c'est ainsi que, souvent, des nappes d'érosion ainsi formées nous ont permis, après 40, 50, 60 mètres et plus de parcours, en remontant la pente, souvent très faible, d'arriver aux gîtes en place, entièrement invisibles à la surface en certains cas.

Croquis de la nappe d'érosion du gîte de la Bosserie
(Maine-et-Loire).



- PPP** Petits puits de recherches, espacés sur 49 mètres.
aa Argile schisteuse, terrain remanié.
m'm'' Minéral partie hydroxydée, partie carbonaté gris.
m Minéral hydroxydé compact, à poussière rouge.
SSS Schiste argileux tendre, gris de cendre.

Croquis d'une coupe, chemin de Nyoseau à l'Hôtellerie de Flée
(Maine-et-Loire).



- ss** Sables et graviers tertiaires.
aa Affleurement coloré, avec géodes ferreuses.
m Couche de minéral en place.
qq Quartzites du terrain silurien.

Enfin si, au lieu d'une eau agitée longtemps au-dessus d'un gîte qu'elle désagrège, l'érosion est brusque et entraîne au loin, avec d'autres matériaux, le minéral arraché à son lit naturel, ce minéral va se

déposer, suivant la direction du courant, dans les cavités du sol submergé et y forme de petits amas distincts, le plus souvent en forme de cuvettes isolées, où, par l'effet du temps, les éléments se soudent, prennent une structure homogène, compacte, quelquefois forment des bancs parfaitement stratifiés et qui donnent lieu à des illuvions momentanées de gisements primordiaux.

Ces gîtes sont ceux que l'on peut appeler *gîtes de transport* ou *gîtes remaniés*, et ils sont nombreux dans l'Ouest et le Sud-Est de la France, ainsi qu'en certains points du plateau central, où ils constituent les gîtes de minerais en grains dits *pisolitiques*. Beaucoup de gisements sont recouverts de terrains plus récents, sables ou argiles contemporaines, qui se sont lentement déposés sur eux, et l'on ne peut en constater l'existence et l'étendue que par des fouilles ou des sondages, dans la plupart des cas.

Nous avons constaté de ces dépôts en roche, où le minerai ne se révélait parfois que par quelques fragments épars à la surface, ou par la coloration du sol, et certains amas de ces minerais dépassent cependant 20 mètres de largeur sur 8 mètres d'épaisseur ; nous les avons explorés, à Angrie, notamment, où l'un d'eux représente plus de 10.000 tonnes.

Quand on réfléchit que, dans le seul département de Maine-et-Loire où, jusqu'en 1870 il n'avait été signalé qu'un gîte d'oxydulé et un affleurement d'oligiste, nous pouvons montrer aujourd'hui, sur 32 communes de ce département, des minerais de toutes les variétés et affectant toutes les formes de gîtes, on se demande quelle est la richesse sidérurgique que le sol français nous réserve encore quand il aura été sérieusement étudié.

*Statistique générale des minerais de fer
de la France.*

La statistique générale des minerais de fer français comprend : leur analyse, leur répartition géographique, l'importance de la production, etc., et il y aurait à faire à cet égard un travail important. Nous nous bornerons à présenter, sous forme de tableau, les indications essentielles, et ce travail peut être utile à consulter d'après ce qui précède.

Pour les analyses, nous avons eu recours au Bureau des Essais de l'Ecole des Mines de Paris, dont le compte rendu de 1845 à 1877, soit pour 32 années, porte sur 1.539 analyses, provenant de minerais de 77 départements, y compris les 3 départements de l'Algérie.

Dans l'extrait laborieux que nous en avons fait, les proportions des impuretés représentent des moyennes, seulement, de tous les échantillons qui en renferment et non du total des minerais analysés, car il y en a de non phosphoreux ou non sulfureux.

Le fer métal a été déduit du peroxyde Fe^2O^3 en multipliant le résultat par 0,7, ce qui est exact, et le rendement donné est une moyenne de toutes les analyses pour chaque département. Le manganèse est dosé à l'état d'oxyde rouge Mn^3O^4 .

Le phosphore y est représenté à l'état d'acide phosphorique PhO^5 , et le soufre à l'état d'acide sulfurique SO^3 .

Nous avons scrupuleusement reproduit les dénominations attribuées aux minerais analysés. Nous avons, par chaque département, désigné les proportions de phosphore par une moyenne des dosages et, si les méthodes employées pour ces dosages n'ont pas été également rigoureuses dans toutes les analyses ; si les réactifs employés ont varié avec le temps, les chiffres

donnés devraient cependant représenter la nature et la richesse de nos minerais français.

Nous avons négligé de reproduire le dosage du titane signalé dans 5 départements, *Hérault, Ille-et-Vilaine, Lot-et-Garonne, Maine-et-Loire et Constantine*, parce que cette recherche n'a été faite qu'exceptionnellement et qu'on en eût trouvé, très probablement, dans tous les minerais ayant leurs gisements dans les sédiments inférieurs, selon qu'il a été constaté par M. Dieulafait, dans un très grand nombre d'analyses de minerais de formations primaires, et les scories provenant du traitement de ces minerais.

ANALYSES

DÉPARTEMENTS	ÉCHANTILLONS	RICHESSE moyenne	Mn ³ O ⁴	Pho ⁵	So ³	NATURE DES MINÉRAIS
			(1)	(1)	(1)	
Ain.....	3	48 ⁰ / ₀	»	2—0,17	1—0,81	Hydroxydés.
Aisne.....	3	37	3—4 ⁰ / ₀	3—0,28	»	Hématite brune.
Allier.....	8	48	3—31	»	4—0,17	Hématite brune et rouge.
Alpes (Hautes-)..	2	40	»	1—0,06	»	Hématite brune-oligiste.
Alpes-Maritimes..	1	57	»	0,10	0,10	Hématite brune.
Ardèche.....	4	51	1—0,30	3—0,47	2—0,15	Hématite brune. — Oxydé rouge.
Ardennes.....	8	39	1—1,30	3—0,92	6—0,34	Fer hydroxydé.
Ariège.....	63	51	17—9,90	24—0,17	19—0,46	Hématite brune et rouge. — Carbonaté silicaté.
Aube.....	8	41	»	5—0,30	2—0,45	Hydroxydé.
Aude.....	20	47	14—5,80	19—0,18	16—0,30	Hématite et carbonaté.
Cantal.....	2	38	»	1—0,15	2—0,25	Carbonaté.
Charente.....	5	51	1—0,30	5—1,16	5—0,16	Hydroxydés.
Cher.....	36	36	»	20—0,61	20—0,17	Hydroxydés en grains.
Corrèze.....	6	50	»	2—0,16	4—0,35	Hydroxydés.
Corse.....	11	60	1—3	3—0,31	4—0,31	Oxydulé. — Oligis e.
Côte-d'Or.....	3	28	»	1—0,64	»	Carbonaté. — Oolithique.
Côtes-du-Nord...	5	45	»	5—0,33	4—0,33	Hydroxydé.
Creuse.....	2	54	»	2—0,20	2—0,25	Hydroxydé.
Dordogne.....	37	49	16—2,50	23—0,20	11—0,52	Hématite brune et rouge. — Hydroxydé.
Doubs.....	22	35	»	13—0,33	16—0,56	Hématite, carbonaté. — Hydroxydé en grains.
Drôme.....	4	34	»	4—0,47	1—0,10	Hématite brune et rouge.
Eure.....	2	55	»	2—0,15	1—0,40	Hématite brune et rouge.
Finistère.....	19	52	5—1,70	19—0,63	11—0,12	Hématite brune.
Gard.....	15	44	»	11—0,35	11—0,36	Hydroxydé. — Carbonaté.
Haute-Garonne..	4	58	»	2—0,07	1—0,44	Hématite brune. — Oligiste. — Carbonaté.
Hérault.....	48	50	8—4,90	25—0,25	20—0,33	Toutes les variétés.
Ile-et-Vilaine...	38	47	3—1,80	33—0,35	22—0,77	Hématite brune et oligiste.
Indre.....	25	48	1—19,33	23—0,22	8—0,68	Hématite brune et rouge. — Hydroxydé en grains.
Isère.....	24	48	1—3	22—0,73	9—0,32	Hématite brune et rouge et carbonaté.
Jura.....	7	38	»	7—0,90	7—0,35	Hydroxydé oolithique.
Landes.....	3	45	1—0,40	3—0,18	1—0,24	Hydroxydé.
Loir-et-Cher.....	2	45	»	»	2—0,45	Hématite brune.
Loire.....	5	36	1—5,50	5—0,26	1—0,70	Hydroxydé.
Loire (Haute-)...	3	34	1—2,60	2—0,27	2—0,16	Hématite brune. — Hydroxydé oolithique.
Loire-Inférieure.	4	47	»	3—0,26	2—0,18	Hématite brune.
Loiret.....	2	44	»	2—0,07	»	Hydroxydé.
Lot.....	6	50	1—1,60	6—0,11	2—0,17	Hématite brune-oligiste.
Lot-et-Garonne..	20	48	5—1,90	19—0,14	11—0,14	Hématite brune et rouge.
Lozère.....	12	47	5—6,30	11—0,19	4—0,37	Hématite et fer carbonaté.
Maine-et-Loire..	56	52	1—8,95	55—0,36	20—0,19	Oxydulé — Oligistes — Hématite.
Manche.....	53	43	»	43—0,61	40—0,30	Hydroxydé. — Oxydulé. — Oligiste.

(1) Le premier chiffre est le nombre des échantillons impurs et le second la moyenne des impuretés.

DÉPARTEMENTS	ÉCHANTILLONS	RICHESSÉ moyenne	Mn ² O ⁴	Pho ⁵	So ³	NATURE DES MINÉRAIS
Marne	41	37°/o	5—1,70	8—0,88	8—0,44	Hématite. — Oolithique.
Marne (Haute-)...	99	39	9—0,86	85—0,57	60—0,51	Oolithique.
Mayenne.....	9	38	2—1,30	9—0,30	7—0,31	Hématite brune.
Meurthe.	166	37	»	157—0,38	116—0,12	Oolithique.
Meuse.....	11	34	»	11—0,32	8—0,33	Oolithique. — Hydroxydé.
Morbihan.....	4	52	1—1	4—0,33	»	Hématite brune.
Moselle.....	110	41	»	107—0,70	68—0,43	Oolithique.
Nièvre.....	33	33	1—29,30	24—0,30	12—0,20	Hématite brune.
Nord.....	2	53	»	2—0,06	2—0,05	Fer oxydé rouge.
Oise.....	4	32	»	2—0,20	»	Hydroxydé.
Orne.....	2	42	»	2—3,10	1—1	Hématite brune.
Pas-de-Calais....	11	37	»	10—1,15	9—0,26	Hydroxydé.
Puy-de-Dôme....	2	45	»	2—0,25	1—1	Hématite brune.
Pyrénées(Bass.-).	39	48	7—1,40	19—0,18	16—0,40	Oxydulé. — Hématite brune. — Carbonaté.
Pyrénées (Htes.-).	3	59	3—2	3—0,10	2—0,10	Hématite brune.
Pyrénées-Orient.	70	59	49—5,10	42—0,20	32—0,35	Hématites. — Oligiste. — Carbonaté.
Rhin (Bas-).	5	35	1—16	2—0,27	4—0,60	Hydroxydé en grains.
Rhin (Haut-).	2	35	»	»	»	Hydroxydé en grains.
Rhône.....	20	43	6—2	17—0,26	9—0,24	Oxydulé. — Oligiste. — Hématite.
Saône (Haute-)...	78	37	19—2,06	48—0,30	16—0,24	Hydroxydé en grains et silicaté.
Saône-et-Loire ..	12	45	»	6—0,55	8—0,42	Hématite brune et rouge. — Oligiste. — Hydroxydé en grains.
Sarthe.....	4	47	»	4—0,50	4—0,22	Hématites et oolithiques.
Savoie.....	7	47	2—1,47	3—0,012	5—1,16	Hydroxydé.
Seine-et-Oise	3	47	»	1—0,60	2—0,32	Oxydulé. — Oligiste. — Carbonaté.
Seine-Inférieure.	3	45	»	3—0,20	2—0,41	Hydroxydé.
Tarn.....	15	54	4—48	6—0,18	6—0,19	Hydroxydé.
Tarn-et-Garonne.	7	49	»	6—0,23	3—0,09	Oxydulé. — Oligistes. — Hématite brune et rouge.
Var.....	7	46	1—4	5—0,18	4—0,35	Hydroxydé en grains.
Vaucluse.....	2	38	»	1—0,10	»	Hématite brune. — Oligiste.
Vendée.....	4	37	1—4,90	2—0,40	3—0,27	Hydroxydé.
Vienne.....	7	40	»	6—0,14	6—0,13	Hydroxydé.
Vosges.....	3	58	»	1—0,30	1—0,05	Hydroxydé pisolitique.
Yonne.....	6	43	1—44,80	6—0,21	1—0,20	Hématite rouge.
Alger.....	43	54	20—2,70	29—0,22	25—0,34	Hydroxydé.
Constantine.....	101	58	34—3	42—0,08	55—0,29	Hématite brune et rouge. — Oligiste.
Oran.....	33	52	21—2,70	18—0,12	22—0,40	Oxydulé. — Oligiste. — Hématite brune.
						Oxydulé. — Hématite rouge et minéral violet calcaire.

Dans le tableau ci-contre ne figurent pas certains départements ferrifères, tels que l'Aveyron, le Calvados, etc., qui n'avaient pas remis de minerais à l'analyse dans la période indiquée de 1845 à 1877.

Les déductions principales que nous permet ce tableau sont les suivantes :

1° La richesse moyenne générale des minerais de France et d'Algérie ressort, à l'analyse, à 45 p. % de fer pur — 38 départements ont des minerais au-dessus de 45 p. % — 39 départements ont des minerais de cette richesse ou au-dessous. Les plus riches proviennent de l'Algérie, dont quelques-uns atteignent 67 à 70 p. % de métal ;

2° Dans 40 départements on a des minerais manganésifères, mais, à part les départements des Pyrénées et de l'Algérie, leur proportion et leur teneur sont assez faibles ;

3° Les minerais sont généralement phosphoreux et sulfureux. Pour Ph, la moyenne ne dépasse pas 0,30 de PhO^5 ou 0,13 de Ph, soit 0,0013 p. % pour la moyenne des minerais phosphoreux. Mais, sur les 1.539 minerais analysés, 406, soit plus de 25 p. %, ne renferment pas de Ph en quantité appréciable.

Le phosphore s'est rencontré indifféremment dans toutes les variétés de minerai. Les lieux paraissent avoir plus d'influence et c'est dans les régions de l'Ouest, à terrains primitifs, et de l'Est, à terrains secondaires, que le phosphore est le plus répandu, mais il est en plus grande proportion dans l'Est qu'ailleurs. La proportion de Ph trouvée dans les minerais a varié depuis 0,10 à 5,52 dans la Marne, et même un échantillon a atteint 5,80 dans l'Orne. Mais il faut reconnaître qu'avec les procédés nouveaux d'affinage le phosphore a moins d'importance aujourd'hui qu'autrefois ;

4° Le soufre est moins répandu que le phosphore, puisque 710 échantillons sur 1.539, près de la moitié, n'en renferment pas en quantité dosable.

Parmi les minerais sulfureux, la moyenne générale déduite du tableau ci-dessus ressort à 0,31 p. % de SO^3 , soit $S = 0,20$ ou 0,002.

Il est à remarquer, pour ce métalloïde, qu'il ne présente aucune connexité avec le phosphore. Comme exemple, des gîtes de minerais oolithiques de la Moselle en renferment notablement avec le phosphore, tandis que d'autres en sont indemnes. Les minerais de Mokta, pas ou peu phosphoreux, sont toujours assez sulfureux, tandis que ceux de Collo, même département de Constantine, sont exempts de soufre, mais légèrement phosphoreux.

Aucune règle n'est donc applicable à l'égard de la composition chimique et de la pureté des minerais de fer, l'analyse seule peut en révéler la richesse et les propriétés et c'est ce qui résulte de tous les faits d'observations que nous avons déjà signalés.

La conséquence pratique de ce fait, c'est qu'on en peut tirer des produits très variés de qualités, chaque gîte et même chaque partie d'un même gîte pouvant offrir des propriétés spéciales.

Ajoutons que les chimistes sont loin de s'accorder dans leurs résultats, et rien n'est plus difficile que d'être bien fixé à cet égard.

Comme chiffres très approximatifs, on peut donner le nombre de 280 mines ou minières de fer, en France et en Algérie, produisant annuellement 3.500.000 tonnes de minerais divers, avec 10.000 ouvriers.

Les minerais hydroxydés, en roche ou oolithiques, entrent pour environ 2.500.000 tonnes dans ce total, le fer oxydulé pour environ 360.000 tonnes et le reste environ 540.000 tonnes d'hématites et 100.000 tonnes de fer carbonaté.

La valeur moyenne de cette production est très

approchée de 22 millions de francs, le prix de revient moyen ne s'éloignant que peu de 7 francs la tonne pour une certaine période d'années.

Origine des minerais de fer.

La genèse des minerais de fer, même d'un petit fragment minéral quelconque, n'est autre chose que la genèse de la terre entière.

Cette théorie de la terre, nous l'avons exposée dans un travail édité en 1866 (1). Mais il ne peut entrer dans notre pensée d'en faire ici une complète analyse, le sujet qui nous occupe ne comportant pas un pareil développement. Toutefois, comme tout s'enchaîne dans les phénomènes de la nature ; comme les théories que l'expérience vient plus tard consacrer sont non seulement légitimes, *à priori*, mais encore utiles au progrès, qui est leur raison d'être ; comme aussi dans la recherche et l'exploitation des matières minérales il est toujours précieux d'avoir des règles à suivre pour arriver aux résultats poursuivis, nous tenterons l'esquisse, aussi succincte que possible, d'une théorie rationnelle de l'origine des minerais de fer dans l'écorce et à la surface de la terre, où nous les trouvons si diversifiés, faisant appel à toute l'indulgence que comporte un pareil problème.

Comme origine, la terre ne diffère en rien des sphères qui l'entourent et composent avec elle le système solaire. C'est la même forme sphérique qu'elle accuse, les mêmes mouvements qu'elle accomplit et qui sont les uns et les autres mesurés avec une telle précision, que les phénomènes d'éclipse et d'apparitions comè-

(1) *Géogénie, étude sur l'origine et la formation de la terre*, par D. Danton. Angers, 1866.

taires sont annoncés à l'avance avec une rigoureuse exactitude.

Au point de vue de la constitution matérielle, la terre ne diffère pas non plus des autres astres de l'espace, puisque 21 de nos corps simples ont déjà été constatés dans les aérolithes venus des espaces, et que l'analyse spectrale des astres nous montre partout les mêmes éléments constitutants.

Comment ces éléments se sont-ils groupés ? Comment toutes ces sphères se sont-elles formées ? L'exploration de l'espace par le télescope nous l'indique, en nous montrant des nébuleuses en voie de constitution, par le groupement autour d'un centre, d'une matière cosmique légère, transparente, dont les contours s'accroissent en même temps que l'agrégation centrale se réalise, et, comme de ces pâles nébuleuses aux étoiles et à notre soleil éclatant, on suit à la vue la progression certaine, on doit en conclure que la terre, comme toutes les autres sphères, a subi cette évolution commune. Tous ces globes répandus à l'infini dans l'espace et arrivés à des degrés divers d'évolution ont donc pour commune origine cette matière primordiale, dont chaque élément est soumis à une force, puisque tout se meut dans l'univers et, de la combinaison de ces forces résultent des systèmes, des centres statiques, centres d'énergie attractive autour desquels la matière vient progressivement s'agréger, et cela en transformant ces forces convergentes en autant d'éléments de chaleur, suivant la loi des phénomènes thermo-dynamiques que nous connaissons.

C'est à l'action de ces forces initiales et génératrices que sont dus les groupements atomiques, puis les agrégations moléculaires plus complexes et enfin la constitution des masses.

Dans la science de la chimie, nous nommons affinités

ces énergies attractives des éléments, et cohésion les effets de groupement qu'elles réalisent. Chaque centre devient donc ainsi un foyer de réactions chimiques, de chaleur et d'électricité, agents inséparables et solidaires, la chaleur croissant progressivement comme la masse et atteignant un degré tel qu'elle produit la lumière. Cette chaleur lumineuse générée rayonne en tous sens dans un milieu raréfié de matière et froid, jusqu'à ce que, faute d'aliments nouveaux de matière, la sphère, brillant de ces feux, perde progressivement sa lumière et sa chaleur pour se condenser sous la forme solide et devenir de plus en plus froide comme toutes les planètes en général, et en particulier celle que nous habitons, qui a subi toutes ces phases. La terre n'est donc qu'un soleil éteint et non seulement cette conviction se déduit des données rationnelles qui précèdent, mais encore, ainsi que nous l'avons établi dans notre Géogénie, elle s'appuie sur une preuve scientifique irréfragable, et cette preuve nous est fournie par l'élément liquide qui enveloppe la terre, l'eau.

L'eau, en effet, ne peut se former que par la combinaison de l'hydrogène avec l'oxygène, HO , phénomène de chaleur et de lumière, et comme la science n'aurait aucun fondement, aucune base de certitude si les lois de la nature n'étaient pas immuables et pouvaient changer, il faut en conclure que partout et toujours l'eau s'est ainsi produite et que, comme la cendre, elle prouve le feu.

Mais, en même temps que ces deux gaz abondants et légers dans l'ordre des densités occupaient la périphérie, avec le carbone, l'azote, l'aluminium, le soufre, le phosphore, le potassium, le sodium, le magnésium et le silicium, corps qui, en comptant pour 1 la densité de l'hydrogène, sont compris dans l'échelle de 1 à 22,

ces corps en vapeur, ainsi que le fer lui-même dont la vapeur à une densité relative de 27, se mêlaient dans les effluves gazeuses de l'enveloppe, donnant à l'effet lumineux des réactions, l'éclat intense que nous présente aujourd'hui le soleil, où le spectroscope nous révèle les mêmes éléments que sur la terre, et particulièrement l'hydrogène, qui brûle dans sa photosphère, tandis que c'est ici dans l'eau que ce même gaz se retrouve.

Durant cette période incommensurable de la combustion de la terre, les éléments simples s'accumulaient autour du centre, point statique, et cela par ordre de leur densité, l'oxygène occupant les régions élevées. Ces éléments simples, ne pouvant s'oxyder qu'en très faible proportion, venaient former la masse fondue qui constitue la presque totalité du volume du globe. Mais, d'un autre côté, le rayonnement intense de la chaleur dans un espace ambiant de plus en plus froid, et la production incessante de la vapeur d'eau à la surface, d'où elle s'élevait pour se condenser et retomber en pluie dans ce brasier ardent, finirent par permettre aux métaux alcalins et terreux de s'oxyder, de se combiner, de se grouper en molécules et, en se figeant, de se souder en une mince pellicule que le temps a épaissie et consolidée. Cette pellicule, formée des silicates divers, à bases alcalines ou terreuses, englobait en même temps de nombreuses particules de fer, soit pur, par la condensation des vapeurs émanant du noyau, soit oxydé et à l'état d'oxydulé, trouvé dans toutes les roches de formation primordiale.

Le fer apparaît donc ici, passant d'abord de l'état de vapeur à l'état solide, puis, en petite quantité, de particules de fer pur passant à l'état d'oxyde, faisant partie intégrante des roches profondes de première consolidation. On conçoit comment ce mince magma pâteux,

longtemps soumis à la double action des vapeurs internes et de l'eau bouillante qui le recouvrait, a dû, après une longue période de déchirements et le remaniement de ses parties, se consolider et passer progressivement de l'état de fusion à la forme cristalline des granites ; puis à la forme semi-plastique des gneiss ; puis aux schistes micacés, puis aux schistes argileux, et cela par des agrégations minérales de densités décroissantes et superposées.

D'autre part, dès cette période de l'aurore géologique, une partie du carbone retenu à l'état libre dans le magma primitif y formait le graphite, tandis qu'une autre partie brûlée par l'oxygène y produisait l'acide carbonique, gaz très soluble dans l'eau où la chaux était aussi en suspension et de ces deux corps combinés se formaient les calcaires cristallins des premières formations, en même temps que les silicates simples ou doubles constituaient les autres roches des sédiments inférieurs.

L'écorce rudimentaire ainsi formée renfermait donc déjà tous les éléments utiles à son épaissement progressif, car, d'une part, les silicates alumineux et magnésiens, la plupart solubles, formaient par leur dissolution des argiles et des roches homogènes où le fer entre toujours dans une proportion notable et qui atteint parfois 20 p. % dans certaines roches amphibolitiques ; d'autre part, des calcaires tendres pouvant également se dissoudre ou se désagréger ; des grains de quartz et des cristaux de feldspath, désunis, pouvant s'entraîner et se déposer sous forme arénacée ; on avait dès lors tous les éléments dont l'eau pouvait se charger comme véhicule pour former les schistes, les calcaires, les argiles et les grès, terrains qui, souvent remaniés, ont suffi à toutes les formations ultérieures sédimentaires.

Mais ce n'est que peu à peu et dans les dépressions de l'écorce encore chaude que ces rudiments de sédimentation ont pu se produire, puis se souder de manière à former des îlots, des îles et enfin des continents qui n'occupent encore aujourd'hui qu'un quart à peine de la surface refroidie.

Une démarcation de plus en plus nette se faisait ainsi entre les éléments solides, liquides et gazeux de la sphère, et, par un refroidissement ininterrompu, se préparait à sa surface éclairée par le soleil, l'éclosion de la vie végétale et animale dont nous sommes les témoins, et qui, si l'on en juge par les immenses masses d'infusoires à carapaces siliceuses dont certaines couches sont composées, a dû commencer longtemps avant que les eaux fussent refroidies.

Aujourd'hui, notre petit soleil, devenu planète, se présente à nous comme un globe sphéroïdal, renflé à l'équateur, ce qui, comme conséquence de sa rotation autour d'un axe, justifie la nature fluide de sa masse principale restée incandescente sous l'écorce qui lui sert d'écran, écran entouré de deux zones de densités décroissantes, l'eau et l'air. Mais il importe de remarquer que ces divisions ne sont pas tranchées puisque, d'une part, les nuages formés d'eau en vapeur relieut l'air pur à l'élément liquide des mers, et que, de l'autre, à travers l'écorce solide, filtre l'eau venant de la surface libre ou des fonds sous-marins, eau qui l'imprègne et la sillonne jusqu'à la profondeur où (environ 3.000 mètres) cette eau se vaporise, étant constaté que la température s'accroît, en descendant vers le centre, de 1° par 31 mètres de profondeur. Suivant cette même règle, la température de demi-fusion, 600 à 800°, se trouve atteinte vers 20.000 mètres, 5 lieues, profondeur à laquelle l'eau de constitution des roches est elle-même vaporisée ;

puis, plus bas encore, existent les températures de fusion et de dissociation.

C'est donc par une transition graduelle que la terre passe de l'un à l'autre de ces différents états et cette observation a de l'intérêt pour l'objet principal de cette étude.

Le fer, avons-nous vu, a dû, comme les autres métaux dont la vapeur s'est condensée, se déposer à l'état métallique à son rang de densité, avant la formation de la croûte solide, enveloppe minérale où ce métal est représenté par une partie très faible de ses particules, soit comme simple oxyde colorant, soit comme base combinée à un acide et principalement à la silice. La densité du silicium étant voisine de celle du fer et la silice étant, comme l'eau, un fluide de dissolution chimique par excellence, il est rationnel d'admettre cette combinaison soit à l'état de silicate, soit à l'état de siliciure de fer.

Dans l'échelle dressée par le chimiste Proust, qui a évalué les densités des corps simples à l'état de vapeur, le silicium, le plus lourd des métalloïdes, est représenté par 22, le fer par 27, le manganèse par 28, le cuivre par 32, l'argent par 54, l'or par 100, le plomb par 104. Il n'est donc pas surprenant que nous constations tous les jours que les roches les plus denses et les plus profondes de l'écorce sont des silicates où le fer entre comme base, et l'on est en droit d'admettre même que, à l'état de demi-fusion, le fer pur entre pour une assez large part dans leur masse, le silicium et le fer se trouvant en contact, sans que leur saturation soit complète.

Est-il admissible que le fer oxydé des minerais que nous trouvons à la surface ait pour origine directe le fer fluide et pur condensé à une aussi grande profondeur, nous étant arrivé sous forme de vapeur métallique, par suite de convulsions de nature électro-magnétique que

les contacts des métaux fondus exercent les uns sur les autres dans la masse centrale ? Cela paraît difficile, quand on considère la force inouïe d'expansion qui lui était nécessaire pour s'élever jusqu'à la surface, à travers des gaz et vapeurs à forte tension, et d'une écorce solide épaisse de 7 à 8 lieues. Si un tel phénomène a pu se produire alors que l'écorce était à peine consolidée, le fait ne s'expliquerait guère pour les temps géologiques, car il aurait produit à la bouche de chaque cheminée d'émission un bouleversement éruptif avec bombes métalliques, cratères et cônes, tandis que rien n'offre la trace de pareils faits dans les gîtes que nous trouvons en place, à la surface même des terrains primordiaux les plus anciens. S'il existe au pôle Nord des masses de fer non oxydées, ce fait mérite la plus grande attention des géologues, mais, quoique mêlées à des basaltes, cela ne prouve pas l'éjection du métal par une action concomitante, et, en tous les cas, ces masses sont une exception unique, et elles se présentent dans des conditions tout à fait différentes de celles où se trouvent nos minerais. C'est donc à une autre source qu'il faut chercher l'origine des divers oxydes mêlés de gangue, qui constituent les minerais du fer.

Selon nous, c'est dans la zone de transition qui sépare la partie solide de l'écorce de la matière fondue, dans la zone hydro-thermale, où le fer existe déjà abondamment en particules ou en masses, où peuvent atteindre aussi des vapeurs métalliques dont s'imprégneraient les roches les plus voisines, que s'élabore cette production ferrogène, et voici comment nous croyons pouvoir l'expliquer.

Remarquons que, de même que l'eau de la surface se volatilise, s'élève en vapeur dans l'atmosphère pour

y former des nuages et revenir au point de départ sous forme de pluie ; de même, une partie de ces eaux superficielles et celles des mers qui s'infiltrant dans les fissures de l'écorce qu'elles pénètrent sous la forme de courants sinueux parfois d'une grande importance, descendent vers le centre en vertu de la pesanteur, et surtout d'une pression hydrostatique sous-marine en certains points énormes ; cette eau filtrante, chargée d'un peu d'air et d'acide carbonique en dissolution, s'échauffe progressivement pendant sa descente et dissout les oxydes de fer et autres qu'elle rencontre et qui se combinent à l'acide carbonique CO^2 jusqu'à saturation.

Observons que, vers 3.000 mètres de profondeur, la chaleur ayant vaporisé cette eau dont la tension est devenue croissante, cette vapeur remonte, non seulement par cette tension propre, mais encore par la poussée ascendante que lui imprime la vapeur de l'eau de combinaison des roches plus profondes, et ce mélange fluide remonte alors vers la surface plus ou moins haut jusqu'à ce que, refroidi, il se condense de nouveau en eau pour redescendre, et cela par un phénomène continu comme celui de l'atmosphère. Or, pendant ce mouvement alternatif, l'eau se sature de plus en plus de l'acide carbonique dont l'écorce terrestre est remplie, ainsi que des émanations nombreuses nous le prouvent et, par là, son pouvoir dissolvant sur les alcalis et l'oxyde de fer ne fait que s'accroître. On comprend, dès lors, que ce contact continu et érosif des veines fluides détermine la formation de carbonates et bicarbonates d'oxyde de fer solubles, et que l'eau mère porte avec elle, soit en particules non combinées et en suspension, soit en carbonate dissous, une proportion croissante de fer qui se concentre à l'état d'oolithes, ainsi qu'il arrive pour les eaux minérales

calcaires en mouvement, et dont tant de sources nous offrent l'exemple.

Nous avons donc ainsi l'explication d'un phénomène métallisant par voie humide, et, comme l'intérieur de l'écorce est fissuré et caverneux, l'eau dépose ses sels sur son parcours et dans les cavités; le fer se séparant d'ailleurs facilement des sels alcalins moins denses et plus volatils, il remplit progressivement les vides souterrains.

D'un autre côté, alors que l'écorce était encore peu épaisse, le fer a pu venir de l'intérieur, partie à l'état de vapeur, mais aussitôt oxydé par le mélange de la vapeur d'eau et de l'acide carbonique, puis à certains intervalles de temps, être entraîné jusqu'à la surface par des courants ascendants longtemps reproduits, donnant ainsi l'explication d'une formation, par voie mixte, des gîtes en filons ou métamorphiques, que l'on rencontre dans les gneiss, micaschistes et schistes anciens, à l'état d'oligiste ou d'oxydulés. Mais dans beaucoup de régions souterraines, les dépôts ferreux formés, et qui se continuent encore, n'ont pu, faute d'une tension suffisante du fluide générateur, arriver jusqu'à la surface, et les gîtes visibles n'ont pu se révéler à nous que par des failles, par des dislocations qui ont ramené des couches profondes au niveau du sol.

D'autre part, dans les cas où la force ascensionnelle du fluide ferreux à l'état liquide a été suffisante pour arriver à la surface, ce liquide s'est épanché et répandu autour des sources d'émission sur les parties déclives en remplissant les parties concaves du sol, où le limon qui se déposait arrêtait, dès le début, la pénétration du terrain sous-jacent qu'il recouvrait.

Alors se formaient lentement des couches ou des amas sur la surface émergée, surface qui a pu, plus

tard, être recouverte de nouveaux sédiments, et c'est ainsi que les minerais hydratés des marais, de formation contemporaine, se forment tous les jours sous nos yeux.

Si c'est sous les mers que le fluide ferrogène est venu percer par intervalles la croûte solide, dans ce cas, et grâce à l'homogénéité du milieu et à la constance de la pression supérieure, le dépôt ferreux se faisait sous la forme de sédiments réguliers, avec des bancs intercalés de roches calcaires, si la mer ambiante tenait du carbonate de chaux en suspension, ou des bancs de roche siliceuse, si les eaux ambiantes étaient chargées de silice. C'est par ce dernier mode de formation que peuvent s'expliquer les gîtes oolithiques interstratifiés avec le calcaire jurassique dans l'Est de la France, et les gîtes très étendus interstratifiés avec les quartzites siluriens dans l'Anjou, et, en un mot, tous les gisements sédimentaires de première formation des minerais de fer.

Dans ces deux modes de formation, la suroxydation du fer carbonaté était plus ou moins rapide et s'opérait beaucoup plus rapidement dans les épanchements à la surface libre, où l'oxygène de l'air agissait directement, tandis que pour les formations sous-marines, l'oxydation devait être relative à la proportion d'agents oxydants que l'eau tenait en dissolution.

Il est facile de comprendre, d'ailleurs, que certains gîtes ont pu se produire dans ces conditions mixtes où l'action vaporeuse et liquide se trouvaient réunies, et tels sont certains minerais irréguliers d'allure, et dont les terrains encaissants sont non moins tourmentés ou modifiés. Ces minerais, dus à des phénomènes geysériens, sont assez nombreux, et à ces gîtes on pourrait rapporter, notamment, certains amas d'origine carbonatée de l'Anjou, et les minerais en grains du Berry, qui, par

leur teneur de 15 à 30 p. % en matières volatiles, accusent la même origine.

Enfin, les minerais de fer carbonatés spathiques, presque toujours en filons verticaux ou très inclinés, peuvent s'expliquer par ce fait que les oolithes carbonatées ou bicarbonatées qui remplissaient les couloirs parcourus par le fluide générateur, n'ayant pu atteindre la surface, se sont déposées et consolidées dans un milieu oxydant et, par groupement moléculaire, ont pu prendre la forme cristalline qu'offrent ces minerais, apparus à la surface à la suite d'une convulsion du sol.

Quant aux variétés si grandes d'oxydation et de richesse que nous avons constatées dans les minerais, les degrés d'oxydation dérivent naturellement du milieu plus ou moins oxydant où ils se sont trouvé placés et de la durée de cette influence, de même que la concentration métallique, c'est-à-dire la richesse, a dépendu de la nature et de la densité des matières congénères, qui, en se déposant en même temps que la matière métallique, s'y associaient pour en former la gangue. Ajoutons que la texture cristalline ou amorphe, oolithique ou compacte, a été subordonnée à ces mêmes conditions, auxquelles il faut ajouter l'influence de la température ; mais, nous l'avons vu, il nous a été impossible de saisir sur le vif le passage graduel d'une texture à une autre et d'une nature chimique à une autre.

Nous croyons donc que sous les influences réunies de l'air, de l'eau, de la chaleur et du temps, toutes ces évolutions se réalisent et que les idées théoriques que nous venons d'exposer trouvent leur confirmation dans l'observation même. Peut-être, en généralisant, pourraient-elles s'appliquer à toutes les formations métallifères, car, sauf la diversité des agents en contact, le

mécanisme reste toujours le même ; mais nous devons nous arrêter ici, pour ne pas sortir de notre sujet, limité aux minerais du fer.

Cependant, avant de terminer, qu'on nous permette d'appuyer ici notre conception génésique de la terre sur la haute autorité de l'éminent professeur de géologie, M. de Lapparent, ancien président de la Société géologique de France, qui, après avoir pris connaissance de notre étude de 1866, nous formulait ainsi son opinion :

« Il m'est très agréable de constater que, sur les
 « points essentiels, je suis d'accord avec ce que vous
 « écriviez dès 1866. Votre idée de l'oxydation, et par
 « conséquent de la combustion primitive de l'écorce
 « terrestre, me paraît très juste. J'ajouterai qu'on en
 « peut encore donner une preuve confirmative. En
 « effet, c'est un fait aujourd'hui très bien constaté que
 « ce qui nous arrive des profondeurs du globe est *noyé*
 « dans une atmosphère réductrice. Les roches lourdes
 « sont imprégnées de fer oxydulé ; les sources profondes,
 « comme celles de la Californie, dégagent des hydrocarbures,
 « et toutes les réactions des filons métalliques attestent des influences réductrices. Donc, le noyau
 « manque d'oxygène ; ce dernier gaz n'existe plus qu'à
 « la surface, où il a servi à brûler le silicium, le carbone
 « et les métaux alcalins, etc., etc. (Lettre du 13 mars
 « 1885.) »

A cette approbation nous pourrions en ajouter beaucoup d'autres, mais nous citons textuellement ce maître parce que, en géologie, sa parole est un enseignement et que, dans son récent traité de cette science, il désigne pittoresquement la terre comme *un soleil en miniature*, ce qui nous permet de présenter ici nos propres conceptions avec d'autant plus de confiance.

RÉSUMÉ ET CONCLUSIONS

Pour résumer ce qui précède au sujet des minerais de fer et conclure, nous dirons que :

1° Il n'y a pas de terrain sidérolitique proprement dit parce que les minerais de fer se sont formés pendant le cours de la consolidation de l'écorce terrestre et qu'ils peuvent se rencontrer dans toutes les formations géologiques ;

2° Les propriétés physiques et chimiques des minerais de fer ne sont dépendantes des formations géologiques qui les renferment qu'à l'égard de la gangue et non du métal. Dans un terrain calcaire, la gangue est calcaire ; elle est siliceuse dans un terrain siliceux ;

3° L'âge relatif des terrains n'a aucune influence sur la nature, la richesse et la pureté des minerais de fer, et toutes les variétés peuvent présenter des minerais purs ou impurs, riches ou pauvres. Bien que les minerais oligistes et oxydulés se rencontrent le plus fréquemment dans les formations anciennes, ils se trouvent aussi dans les terrains plus récents métamorphisés ;

4° Le degré d'oxydation et d'hydratation des minerais de fer varie par nuances et non par proportions définies, les minerais carbonatés passant aux hydroxydés nous en donnent l'exemple. Par suite, les dénominations adoptées n'ont rien d'absolu et les minerais présentent bien plus souvent une nature mixte des diverses variétés connues que ces variétés types elles-mêmes ;

5° La difficulté du dosage de l'oxygène dans ces minerais mixtes, et la régularité du travail métallurgique indiquent qu'il est utile de les peroxyder par un grillage, avant leur emploi au fourneau, comme on le fait pour les carbonatés avec un grand avantage, ou, mieux encore, de les soumettre à une calcination réductive ;

6° La propriété magnétique des minerais de fer n'est

indiquée ni par l'orientation des gîtes, ni par la richesse, la couleur ou la texture des minerais, mais seulement par leur action sur l'aiguille aimantée. Cet état semble dû au degré d'oxydation de certaines molécules et ne comporte aucunement de propension aciéreuse spéciale. Le magnétisme ne se rapporte, non plus, à aucune formation géologique particulière ; il varie à tous les degrés dans les minerais qui le possèdent et semble appartenir à des molécules plus ou moins nombreuses de la masse, arrivées au degré d'oxydation Fe^3O^4 , dit oxydulé. Par suite, cette propriété ne peut être considérée comme caractéristique d'une variété type ;

7° La richesse, la texture et la couleur des minerais de fer ne sont spéciales à aucune variété ni à aucune formation, et l'analyse peut seule en faire connaître la composition chimique ;

8° Les minerais de fer peuvent être, quant aux gisements, divisés en deux catégories : les uns sont en *gîtes primordiaux*, que l'on trouve en place, et les autres en *gîtes transformés*, dits aussi *gîtes remaniés*, provenant des premiers gîtes qui, désagrégés, ont été transportés par les eaux, où les éboulés sont plus ou moins loin de leur lieu d'origine. Les premiers sont des *filons* ou des *couches* faciles à suivre en direction comme en profondeur, tandis que les autres sont des dépôts en forme d'*amas* disséminés, pour lesquels chaque pays offre des conditions et des règles particulières que l'exploitant doit s'appliquer à saisir ;

9° La cause originelle des minerais de fer paraît être un phénomène de nature hydro-thermale, et leur état primordial celui de silicate ou carbonate de protoxyde. De ce dernier, en bien plus grande abondance, seraient dérivés, par voie de suroxydation, toutes les autres variétés connues des divers oxydes de fer ;

10° Chaque variété de minerais de fer a des propriétés physiques et chimiques qui lui sont propres et qui varient d'ailleurs elles-mêmes dans la direction et la profondeur des gîtes. La science et l'intérêt du métallurgiste est de toujours les bien connaître et d'appliquer à chaque variété de minerais le traitement et l'emploi qui conviennent à sa nature.

Comme preuves à l'appui de la grande variété qui existe dans les minerais de fer, nous avons pu grouper des échantillons qui présentent toutes les gradations de couleur, de pureté, d'oxydation et d'action magnétique, montrant ainsi la nature *mixte* de ces minerais, qui réunissent parfois sur un seul fragment plusieurs des caractères attribués aux types classiques. Nous avons même des fragments montrant réunis, le fer carbonaté spathique, le fer oxydé rouge et le fer oxydulé, lequel s'y révèle par la déviation de l'aiguille aimantée.

On peut voir encore sur certains échantillons, et même à l'œil nu, que la suroxydation s'opère sous la forme de couches concentriquement superposées autour d'un centre de matière, généralement stérile, qui semble agir comme un pôle répulsif des molécules métalliques, la masse du minerai présentant ainsi l'aspect oolithique d'abord, puis, peu à peu et par la suture des petits globules en contact, la texture compacte. Quand on connaîtra mieux la loi des groupements atomiques qui préside à la morphogénie moléculaire, tous ces faits seront facilement expliqués.

En outre des minerais, et comme preuve de l'oxydation progressive et lente du fer métallique, nous pouvons montrer aussi des fragments d'outils, recueillis dans les vieilles fouilles de l'époque Gallo-Romaine, où le métal est recouvert d'une couche oxydée, jaune ou brune, par places, formant des protubérances

mamelonnées et offrant l'aspect des minerais hydroxydés naturels.

Nous rappellerons encore ce fait que nous avons constaté dans les ruines de Pompéï, près du Vésuve, qu'une crapaudine en fer, occupant un angle de porte lors de l'éruption de l'an 79 avant J.-C., y a été, sous l'action ambiante et celle des siècles, transformée en une masse oxydée noire et mamelonnée, offrant exactement l'aspect de l'hématite brune des Pyrénées. On peut donc établir ainsi, par le fait, l'absence de tout caractère bien défini et absolu, pouvant constituer des variétés spéciales et stables. Comme en toutes choses dans la nature, il y a dans la composition chimique des minerais de fer, des nuances, et il serait impossible de s'expliquer autrement leur diversité si grande d'hydratation et d'oxydation.

Mais, la classification adoptée est néanmoins utile en ce qu'elle offre des points de repère et qu'elle répond à un besoin de la mémoire.

Il n'en est pas moins certain que, sous la double influence du temps et des milieux, tout se transforme dans la nature ; que les minéraux comme les animaux et les plantes sont soumis à cette loi universelle, et que, si leurs modifications sont plus lentes, celles des minerais de fer sont pleinement constatées. Il faut donc, en pratique, s'attendre à rencontrer le plus souvent dans les gîtes exploités des propriétés chimiques ne répondant exactement à aucune des combinaisons que présentent les types connus sous les noms de *fer carbonaté*, *fer silicaté*, *hématite brune ou rouge*, *oligiste* et *oxydulé magnétique*, et encore moins compter sur la stabilité de ces composés dans toute l'étendue du gîte, ce qui n'est pas indifférent à connaître, au point de vue de leur traitement.

II

CONSIDÉRATIONS

SUR

LE TRAVAIL DES HAUTS-FOURNEAUX

Le haut-fourneau, considéré au point de vue du rendement à peu près intégral du métal qu'il réalise et de sa puissance de production, est un appareil merveilleux, mais, au point de vue économique, s'il n'a pas ses matières premières, minerai, combustible et fondant, à proximité, et encore, s'il n'a pas son immense production régulièrement assurée, il ne peut être rémunérateur de l'énorme capital qu'il exige, et c'est alors un mauvais engin industriel.

Quant à son travail proprement dit, à ces réactions si nombreuses et si diverses qui s'accomplissent dans son sein, on a cherché à en exposer la théorie, mais il nous paraît difficile de la considérer comme complète et certaine.

Comment, en effet, constater et définir les nombreux phénomènes d'ordre thermo-chimique et électro-chimique qui s'accomplissent dans cette fournaise où tant d'éléments divers sont en contact ? Connaît-on tous les phénomènes de dissociation et de reconstitution qui s'y effectuent et, par exemple, le rôle que peut remplir comme réducteur le cyanogène, formé à haute température par l'association d'une faible portion de l'azote avec le carbone en vapeur et libre ? On a bien analysé les gaz pris à différents niveaux dans la cuve, mais n'eût-il pas fallu, en même temps, analyser le minerai et la castine à ces mêmes niveaux pour comparer et juger des réactions accomplies, car, suivant que ces

fragments sont plus ou moins gros, plus ou moins éloignés de l'axe du four, leur état varie, et lorsqu'on traite à la fois des minerais de diverses natures, la difficulté se complique encore. N'y a-t-il pas aussi des frottements intenses, de bas en haut et de haut en bas, solide contre solide, et un courant rapide des gaz contre les éléments de la charge et les parois, frottements qui, en vertu des lois thermo-dynamiques, développent une somme de chaleur difficile à évaluer ? Le simple frottement de nos mains l'une contre l'autre nous révèle l'importance de cet effet calorifique, et, puisque tout frottement développe de la chaleur, puisque toute chaleur ainsi que toute combinaison chimique développent de l'électricité, que des courants électriques, auxquels sont dus les transports moléculaires, président aux combinaisons et aux réactions des solides et fluides en présence, il y a là toute une catégorie de phénomènes qui nous échappent. Aucun compte, non plus, n'est tenu du travail et de la chaleur équivalente, suivant la loi thermo-dynamique, de la chute d'une charge qui dépasse 1.000.000 de kilogrammes en certains cas, tombant d'une hauteur moyenne de 12 mètres en 24 heures.

Peut-on bien considérer aussi comme certains les résultats d'analyses de gaz qui, à la très haute température intérieure, sont dissociés, puisque de 800 à 1.000° l'acide carbonique et la vapeur d'eau commencent à isoler leurs éléments, et que, dans l'ouvrage où cette température est de beaucoup surpassée, la dissociation des gaz est complète, et surtout alors que ces gaz aspirés dans des tubes, refroidis aussitôt, se recombinent chimiquement avant le dosage ? Nous ne le pensons pas, et malgré les tentatives hardies et la vaste science appliquée à cette théorie du haut-fourneau, elle ne peut être encore que bien incomplète et insuffisante ; aussi sommes-nous forcés de conserver une

assez large part à l'empirisme, tenant compte des faits autant que de la théorie, et surtout du résultat économique, qui est le but final de toute industrie. C'est donc à ce double point de vue qu'il convient d'examiner et de juger son fonctionnement et, pour atteindre ce but, nous ne trouvons rien de plus sûr que de recueillir et commenter les enseignements de deux maîtres éminents, l'un comme technicien plein d'expérience, l'autre comme praticien plein de science, MM. Gruner et Bell, dont les noms font partout autorité. Nous citerons ces deux auteurs en limitant ces citations aux plus essentielles et nous les ferons suivre de brèves observations. Mais, avant de les formuler, il nous paraît utile de rappeler que le haut-fourneau a pour but exclusif la fabrication de la fonte, et c'est à ce point de vue qu'il convient d'examiner les conditions du problème.

Le traitement des minerais de fer pour fonte a pour objet :

1° De séparer le fer de l'oxygène auquel il est combiné, à différents degrés, dans ses minerais très divers ;

2° D'isoler le métal de la matière stérile qui lui est associée et qui, combinée ou simplement agrégée, constitue sa gangue.

De là des opérations très différentes et l'emploi nécessaire de moyens *mécaniques*, *calorifiques* et *chimiques* mis en œuvre pour atteindre ce double but. Ces moyens se divisent en *force motrice*, *réduction* et *fusion*. Mais qu'il s'agisse de l'une ou de l'autre de ces trois phases du travail, l'unique agent qui permet de les réaliser, c'est le charbon.

Le charbon devient donc, indépendamment des lieux et de la matière traitée, l'élément fondamental du traitement, et, eu égard à son prix élevé, on doit avoir

surtout en vue d'en tirer son maximum d'effet utile et de l'économiser, sous sa triple action génératrice de force, de chaleur et de réactions.

Tandis que, dans une machine, le maximum d'effet s'obtient en réduisant au strict nécessaire le nombre des organes, et leur frottement qui fait perdre une partie de la force initiale, ici il s'agit d'éviter des températures excessives, des réactions inutiles ou contradictoires et des pertes de chaleur produite, et tel est bien le problème économique du traitement.

Or, ce n'est qu'en brûlant le charbon qu'on l'utilise, et sa combustion, due à sa combinaison avec l'oxygène, a pour résultats des températures et des produits très différents selon les cas. Ainsi c'est l'acide carbonique CO^2 ou $\text{C} + \text{O} + \text{O}$, quand l'oxygène domine sur le carbone. C'est l'oxyde de carbone CO ou $\text{C} + \text{O}$, quand le charbon est en excès, et enfin c'est le carbone en vapeur C , quand le charbon en excès est chauffé à une très haute température.

Dans le haut-fourneau, où les matières chargées se composent de minerai, de fondant, et de charbon solide interstrafés, et où le charbon brûlé par un excès d'air soufflé à la base produit un courant gazeux qui s'élève à travers la masse jusqu'à l'orifice, le carbone existe à ces trois états, qui sont très différents quant à leurs propriétés. En effet, à l'état de vapeur, le carbone se combine à la fois à l'oxyde qu'il réduit et au fer qu'il carbure.

À l'état de CO , le carbone peut encore brûler en se combinant à un nouvel équivalent d'oxygène pris, soit à l'air, soit à l'oxyde de fer : $\text{CO} + \text{O} = \text{CO}^2$.

À l'état de CO^2 ou $\text{C} + \text{O} + \text{O}$, le carbone se trouvant saturé d'oxygène à son maximum ne brûle plus, et, ce gaz étant peu stable, son deuxième équivalent de O s'en dissocie facilement et devient, par suite, très oxydant.

On voit qu'à ces divers états du carbone, ce corps acquiert des propriétés non seulement diverses, mais contradictoires, puisque C est très réducteur, CO réducteur, et CO² oxydant.

De même, au point de vue de leur chaleur de combustion, la différence est très grande aussi, puisque le charbon solide, brûlé en produisant CO², développe 8.080 calories, tandis que brûlé en produisant l'oxyde de carbone CO, il n'en produit que 2.473, ce qui prouve que, en produisant CO dans un appareil de fusion réductrice, on en consomme trois fois plus qu'il n'en faudrait pour la fusion simple. D'où il suit qu'au double point de vue chimique et calorifique ces deux gaz CO et CO² ont des propriétés qui s'excluent et que, quelle qu'en soit d'ailleurs la forme, tout appareil qui soumettra la matière à traiter à cette double influence, à cet antagonisme qui se produira chaque fois que l'on voudra fondre et réduire dans une même enceinte, sera un appareil doublement irrationnel.

Nous exposerons maintenant les données tirées des auteurs cités et puisées, pour M. Gruner, dans son *Traité de métallurgie*, édition de 1878, *Etudes sur les hauts-fourneaux et Mémoire sur le dédoublement de l'oxyde de carbone*, et, pour M. Bell, dans son ouvrage : *Principes de la fabrication du fer et de l'acier*, traduction de M. l'Ingénieur Hallopeau, 1888.

M. Gruner a écrit :

« Dans les cours dont je fus chargé aux Ecoles des
 « Mines de Saint-Etienne et de Paris, je me suis cons-
 « tamment efforcé de rattacher, autant que possible,
 « les opérations métallurgiques aux principes scientifi-
 « ques. Au point de vue de l'instruction des jeunes
 « ingénieurs, la description minutieuse des pratiques
 « suivies m'a paru moins nécessaire que l'exposé des

« bases sur lesquelles sont fondées les méthodes du
 « traitement, et la connaissance des raisons qui doivent
 « faire adopter, suivant les circonstances, tel mode de
 « traitement de préférence à tel autre. (Avant-propos
 « page 1 du *Traité*.)

« La métallurgie est essentiellement un art chimi-
 « que... Le progrès des sciences amènera aussi le pro-
 « grès incessant des méthodes. Telle méthode réputée
 « bonne à un moment donné devra céder le pas à une
 « méthode nouvelle : aujourd'hui, spécialement, tout se
 « transforme dans la métallurgie. (Introduction, page 1
 « du *Traité*.)

« La réduction peut être réalisée par les gaz et les
 « vapeurs ou par le carbone solide, mais même en se
 « servant de charbon, la réduction se fait en réalité
 « par l'oxyde de carbone... L'énergie réductrice des gaz
 « dépend surtout de leur pureté et de leur température.
 « Elle est d'autant plus intense que l'élément réducteur
 « contient des proportions moindres de gaz inertes ou
 « oxydants. A la température ordinaire, l'action des gaz
 « est nulle, tandis qu'elle croît avec la température.

« D'autre part, il en est de même de l'énergie oxy-
 « dante de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau.
 « (*Traité*, page 238.)

« Les gaz seuls réduisent difficilement les oxydes
 « métalliques parce que les produits même de la
 « réduction, l'acide carbonique et la vapeur d'eau ten-
 « dent à réoxyder le métal réduit. (*Traité*, page 241.)

« Une partie du carbone se transforme en oxyde de
 « carbone CO, dans la partie haute du fourneau, le reste
 « du charbon descend jusqu'aux tuyères et y produit
 « aussi CO. (*Etudes*, page 45.)

« Point essentiel à noter, le carbone solide se divise
 « en deux parties : l'une est brûlée dans la zone de
 « réduction, l'autre dans la zone de *fusion* ; par suite,

« la réduction se fait avec consommation de carbone
« solide.

« Il faut donc s'appliquer à diminuer le carbone brûlé
« par CO^2 la consommation peut varier du simple
« au double par le seul fait de la transformation outrée
« de CO^2 en CO, par le parcours des gaz depuis les
« tuyères jusqu'au gueulard (*Traité*, page 277.)

« La marche idéale suppose que la réduction de
« l'oxyde de fer se fait uniquement par l'oxyde de car-
« bone, sans intervention de charbon solide. (*Etudes*,
« page 20.)

« Dans les parties inférieures où l'agent réducteur
« CO enlève les dernières traces d'oxygène, il n'y a
« qu'une proportion insignifiante de CO^2 . (*Traité*
« page 145.)

« La descente doit être assez lente pour que la
« réduction ait le temps de s'opérer complètement
« jusqu'au centre des fragments de minerai, avant que
« la température de fusion soit atteinte. (*Traité*, page
« 306.)

« La teneur des gaz sortant du haut-fourneau, en
« CO, va rarement à 30 p. % ; elle est comprise entre
« 25 et 29 p. %. CO^2 varie de 12 à 20 p. % et l'azote
« Az entre 54 et 61 p. %. (*Analyses, Traité*, page 134).

« Lorsqu'un haut-fourneau est alimenté de charbon
« de bois ou de coke, le carbone y est entièrement
« gazéifié, seulement, outre l'oxyde de carbone et
« l'azote, on a constamment de l'acide carbonique, avec
« un ou deux millièmes d'hydrogène. Mais il faut tenir
« grand compte de CO^2 , produit par la combustion de
« CO par l'oxygène O : l'influence de CO^2 est double-
« ment fâcheuse ; ce gaz agit d'abord comme agent
« inerte, absorbant de la chaleur sans en produire, puis
« il abaisse d'autant la proportion de CO. (*Traité*, page
« 144.)

« Dans tout four à cuve, la température et l'énergie
 « réductrice diminuent à mesure que les gaz montent
 « vers le gueulard : leur action s'affaiblit par le double
 « motif du refroidissement et de la prédominance
 « croissante de CO^2 . (*Traité*, page 280.)

« L'acide carbonique CO^2 du calcaire ne saurait être
 « entièrement transformé en CO dans le haut-fourneau.
 « (*Etudes*, page 54, note.)

« Le rapport entre CO et CO^2 est la mesure ou l'indice
 « de la marche des hauts-fourneaux. Dans les usines
 « modèles du Cleveland, il est compris entre 0,35 et
 « 0,70 ; il atteindrait 1,217 si l'on pouvait réaliser la
 « marche idéale. (*Etudes*, pages 21 et 22.)

« La chaleur absorbée par la réduction dans le cas
 « d'une fonte grise peut être évaluée à 1.984 calories
 « pour 1 kilog. de fonte, et la chaleur absorbée par la
 « fusion de la fonte, à 330 calories. Celle des laitiers à
 « 550. (*Etudes*, page 40.)

« La réduction par le carbone solide serait lente et ne
 « pourrait se faire que par voie de cémentation s'il ne
 « se transformait pas en oxyde de carbone.

« La réduction des oxydes, dont les métaux ont de
 « l'affinité pour le carbone, tel que fer, cobalt, nickel,
 « est d'ailleurs facilitée par le *dédoublement* que
 « l'oxyde de carbone subit au contact, dans certaines
 « circonstances.

« Lorsque ce gaz CO passe sur le minerai de fer
 « entre 200 et 500 degrés, l'oxyde est en partie direc-
 « tement réduit, mais dès qu'un peu de fer métallique
 « est mis en liberté, celui-ci réagit à son tour sur
 « l'oxyde de carbone et le décompose. Par cette réaction
 « 2CO est de nouveau transformé en $\text{CO}^2 + \text{C}$. Le
 « carbone est déposé sous forme pulvérulente dans la
 « masse même du minerai, qui alors foisonne beau-
 « coup et tombe en poussière noire. C'est un mélange

« intime de carbone légèrement ferrugineux et d'oxyde
 « de fer incomplètement réduit. Or, lorsque plus tard ce
 « mélange de carbone et d'oxyde sera porté à la chaleur
 « rouge, la réduction s'achèvera rapidement sous l'ac-
 « tion réunie de l'oxyde de carbone et du carbone divisé.
 « (*Traité*, pages 171 et 172.)

« Au point de vue de la simple fusion, le but à
 « atteindre est de produire le maximum de chaleur
 « avec le minimum de combustible; il faut pour cela
 « que le carbone soit complètement transformé en CO^2 ,
 « car, alors, chaque unité développe 8.080 calories au
 « lieu de 2.473 qui résultent de la formation de l'oxyde
 « de carbone CO. Mais, dès que la fusion doit être
 « réductive, il faut qu'une partie au moins du carbone
 « soit transformée en CO, pour que ce gaz puisse
 « réduire l'oxyde métallique..... Au point de vue de la
 « consommation, c'est une circonstance des plus défa-
 « vorables, puisque la même somme de chaleur ne
 « s'obtient qu'en brûlant le triple de carbone. (*Traité*,
 « page 279, t. II.)

« Ces chiffres montrent :

« 1° Que la chaleur *reçue* réellement par un haut-four-
 « neau (par la combustion du charbon et le vent chaud)
 « varie de 0,45 à 0,55 de la chaleur *totale* qui pourrait
 « être produite, si la combustion était à l'état de CO^2 ;

« 2° Que la chaleur *utilisée* dans certains fourneaux
 « ne correspond qu'au tiers (0,341) de la chaleur *totale*;
 « même dans les cas les plus favorables, elle ne semble
 « pas atteindre la moitié. (*Traité*, page 354, t. II.)

« Le haut-fourneau de 24^m,40 de Clarence Works
 « consomme 1.125 kilog. de coke pour fondre le mine-
 « rai et la castine ensemble, 1.000 kilog. de fonte, plus
 « 1.520 kilog. de laitier, total 2.520 kilog. de matières
 « fondues. C'est une consommation de 446 kilog. de
 « coke pour 1 tonne fondue. (Voir *Etat*, page 52.)

« Dans les cubilots, la hauteur des fours étant portée
 « à 4, 5 et 6 mètres, la production par heure est de
 « 3 à 4 tonnes (fonte, cendres et fondants). Dans ces
 « conditions, on ne consomme que 6 à 7 kilog. de coke
 « par tonne fondue. (*Traité*, page 70.)

« La température, dans la région de fusion, peut
 « être aussi forte dans les fours à manche (2 mètres de
 « hauteur) que dans les hauts-fourneaux plus élevés
 « (*Traité*, page 249.)

D'autre part, M. Bell a écrit :

« La réduction du minerai s'effectue au haut-four-
 « neu au moyen de l'oxyde de carbone CO. Pour que
 « ce gaz rende le service qu'on en attend, il faut
 « élever la température. Toutefois, pour enlever les
 « premières parties de l'oxygène du minerai, une
 « chaleur très modérée suffit, 215 degrés; mais la
 « réduction s'opère lentement au-dessous d'une faible
 « chaleur rouge. La relation est $\text{CO} + \text{O} = \text{CO}^2$. (*Prin-*
 « *cipes*, page 73.)

« On doit reconnaître, d'abord, qu'il est tout à fait
 « possible de transformer complètement l'oxyde de
 « carbone en acide carbonique au moyen du minerai
 « de fer; seulement, il faut employer ce dernier en
 « grande quantité. Ceci revient à admettre que l'oxy-
 « gène qui en est séparé le premier est retenu
 « moins énergiquement par le fer que les parties qui
 « sont expulsées dans la dernière période, hypothèse
 « que les observations et l'expérience confirment com-
 « plètement. (*Principes*, page 87.)

« Nous avons vu plus haut qu'un courant d'oxyde de
 « carbone enlevait en 6 heures 37,3 p. % de l'oxygène du
 « minerai. D'un autre côté, nous avons vu que le coke
 « mis en contact avec le même minerai pendant 48
 « heures, à une température de 538 degrés, n'est nulle-

« ment impressionné. Cette différence résulte probable-
 « ment de la facilité avec laquelle le gaz pénètre dans
 « les interstices du minerai, ce qui n'arrive pas quand
 « l'agent réducteur est du carbone solide (pages 218-
 « 219.)

« Dans un fourneau de dimensions suffisantes, la
 « désoxydation du minerai est presque complète avant
 « son arrivée dans la région où la chaleur est assez
 « intense pour que le carbone (solide) puisse réduire
 « l'oxyde (page 218).

« Dans un fourneau marchant au coke, la partie
 « supérieure est à une température telle que la réduc-
 « tion peut être complète à environ $\frac{1}{5}$ de la hauteur
 « totale pour un fourneau de 24 mètres, soit environ
 « 4^m,80 ou 5 mètres au-dessous du gueulard (page 321).

« La réduction est complète à 7^m,60 au-dessous du
 « gueulard..... au-dessous de 7^m,90 jusqu'à 21^m,30, il
 « n'y a nulle augmentation de la quantité d'oxygène
 « dans les gaz (page 329).

« Quoi qu'il en soit, il paraît hors de doute que les
 « analyses des gaz de la page 319 (haut-fourneau au bois
 « de 11^m,28) indiquent que l'oxygène y était à l'état de
 « CO² aussi bas que 9^m,75 du gueulard et que, entre
 « ce point et la sortie, ils ont été incapables de retirer
 « du minerai aucune quantité d'oxygène (page 322,
 « minerai spathique, puis page 324). Cette nouvelle
 « condition réduit le fourneau, pour plus des $\frac{4}{5}$ ^{es} de
 « sa hauteur totale, au simple office d'absorber de la
 « chaleur, qui reste inutilisée dès que la réduction est
 « complète.

« L'acide carbonique CO² a un pouvoir oxydant sur
 « le fer qui, à certaine température, surpasse le pouvoir
 « de réduction de CO sur l'oxyde (page 74).....

« Il est impossible d'obtenir le fer métallique quand
 « 1 1/2 de CO² est mélangé à 1 de CO au rouge

« sombre. A la chaleur blanche, 0,11 de CO^2 suffisent
« (page 74).

« Le point où la réduction cesse d'être possible
« répond à la consommation de $\frac{1}{3}$ du poids du car-
« bone en CO^2 et $\frac{2}{3}$ en CO, et, en volume, quand 50
« volumes de CO^2 sont mêlés à 100 volumes de CO
« (page 110).

« Il est difficile d'éviter la perte qui résulte de l'action
« de CO^2 dégagé du fondant, car la production de CO^2
« par la réduction du minerai s'effectue à une tempé-
« rature basse ; il en est autrement pour le dégagement
« de CO^2 du calcaire (page 219).

« Le mode de travail le plus économique serait
« obtenu si la température de toute la zone de réduc-
« tion ne dépassait pas le niveau où cette réduction
« peut s'opérer exclusivement au moyen de CO, sans
« que l'état de CO^2 produit pût être modifié par le fer
« métallique ou par le carbone (page 81).

« Les gaz sortant du grand four du Cleveland, 24
« mètres de hauteur et 700 mètres cubes de capacité,
« ont la composition moyenne suivante pour 100
« volumes :

	$\text{CO}^2 = 12$
	$\text{CO} = 26$
$\frac{\text{CO}^2}{\text{CO}} = 0,46$	$\text{Az} = 59$
	$\text{H} = 03$
	100 (page 196).

« La proportion de l'azote, par rapport au carbone
« dans les gaz, est de 77 p. % contre 22 p. % (page 77).

« L'action de CO sur Fe^2O^3 commence vers 204° .

« L'action de C sur Fe^2O^3 commence à 399° .

« L'action de CO^2 sur le fer métallique Fe commence
« à 426° .

« L'action de CO^2 sur C (coke dur) commence à
« 815° (page 80).

« Suivant un diagramme (relatif à un four au bois de
« $11^m,28$), les températures intérieures étaient les sui-
« vantes (page 321) :

P. 321. — Four au bois, $11^m,28$.

P. 223. — Four au coke de 14^m

« $2^m,13$	du gueulard	340°	au gueulard	371°	noir.
« $3^m,35$	»	550°	à $1^m,29$	426°	rouge sombre.
« $4^m,63$	»	640°	$2^m,97$	676°	rouge cerise.
« $5^m,18$	»	680°	$5^m,71$	871°	rouge clair.
« $6^m,43$	»	840°	$6^m,45$	982°	rouge très clair.
« $7^m,44$	»	910°			
« $7^m,93$	»	950°			
« $9^m,30$	»	1150°			
« $10^m,67$	»	1450°			

« La réduction du minerai est affaire de circons-
« tances et non de temps (page 323).

« Les différents oxydes varient quant à leur pouvoir
« de dissociation sur $\text{CO}.....$ La même espèce de mi-
« nerai possède cette propriété à différents degrés. Ceci,
« je le suppose, est dû à quelque différence physique
« (page 209).

« Cependant, la réduction de l'oxyde de fer par CO
« n'est pas aussi simple qu'on pourrait le supposer.....
« Pendant qu'une partie agit réellement comme nous
« l'avons indiqué, une autre partie agit d'une façon
« toute différente, car il semblerait qu'une partie de ce
« gaz est toujours décomposée en acide carbonique et
« en carbone : $2 \text{CO} = \text{CO}^2 + \text{C}$ (page 205)..... Je sup-
« pose que l'agent réducteur doit être un oxyde de fer
« moins riche..... En d'autres termes, un sous-oxyde
« contenant moins de O que FeO (page 206).

« A une température de 426 degrés, le carbone est
« déposé abondamment (sur le minerai), ce qui indique

« qu'en ces circonstances la tendance de C vers la dissociation excède de beaucoup celle qu'il aurait à rester à l'état gazeux (page 207).

« D'un autre côté, des quantités considérables de carbone peuvent être déposées, sans qu'il y ait aucune formation de fer métallique (page 208).

« A mesure que la température s'élève, l'importance du dépôt de carbone diminue très rapidement.

« Comme on l'a vu plus haut, il n'y a aucune relation régulière entre le poids total du carbone déposé et la quantité d'oxygène expulsé (page 211). Donc, autant que j'en puisse juger, je ne vois aucune raison de supposer qu'il y ait aucun rapport entre la quantité de fer réduite et la proportion du carbone déposé (page 212).

« Les expériences semblent indiquer que l'hydrogène H, eu égard à son volume, est l'agent réducteur le plus puissant des deux gaz CO et H (page 340).

« Toutes mes expériences tendent à prouver que cette énergie est rendue plus intense par l'action combinée de CO et de H (page 341). »

Si nous cherchons maintenant à interpréter les précieux renseignements qui précèdent, nous reconnaitrons la confirmation entière de ce que nous avons exposé :

D'abord, au sujet de la *réduction*, Bell, § 4, 5 et 6, établit que dans les fourneaux au coke, c'est dans la région supérieure, dans le $\frac{1}{4}$ de la hauteur au-dessous du gueulard que la réduction presque complète s'opère et, par le § 6 de Gruner, 3, 4 et 5 de Bell, que c'est seulement dans la région inférieure, dans l'ouvrage, où les gaz réducteurs à haute température ont une action très énergique sur le reste d'oxygène du minerai déjà très fragmenté, que la réduction s'achève. Bell a même précisé le fait en disant au Congrès de

New-York du 2 octobre 1890 que, dans un fourneau de 24 mètres, la réduction du minerai du Cleveland, extrêmement difficile à réduire, est complète à 3 mètres au-dessous du gueulard, en ce qui concerne la réduction qui s'accomplit dans la cuve, estimant que 25 p. % de l'oxygène du minerai n'est abandonné qu'en arrivant aux tuyères (Métallurgie du 28 janvier 1891). Or, puisque l'on enseigne et l'on admet partout que plus la température est élevée et plus la réduction s'opère, il faut bien reconnaître ici que ce principe est en défaut et que, pendant 19 ou 20 mètres de chute, la réduction du minerai ne fait aucun progrès, ce qui ne peut s'expliquer que par la réoxydation due à CO^2 .

Comment admettre, après cela, l'utilité de la région moyenne, qui comprend plus de la moitié de la hauteur ? Le § 6 fait même voir que, au cas de fours au bois traitant des minerais spathiques ou protoxydes FeO , $1/5^{\circ}$ de la hauteur suffit et c'est alors dans la partie inférieure surtout que toute la réduction s'opère : la région moyenne, là encore, n'est donc d'aucun avantage.

En rapprochant les § 2 et 6, on voit qu'en effet les oxydes inférieurs ne sont réduits que dans l'ouvrage, d'où il résulte que pour des minerais naturels ramenés à ce degré d'oxydation par une réduction partielle, une grande hauteur de la cuve devient inutile. Par les § 2 et 9 de Gruner, 7, 8, 9 et 10 de Bell, on voit que l'acide carbonique CO^2 , qui commence à réoxyder le fer réduit vers 246° et à brûler le coke vers 815° , se trouve en présence de métal, déjà réduit et rendu poreux, précisément dans cette région moyenne où vient s'ajouter au CO^2 dû à la réduction, et en énorme proportion, le gaz CO^2 du calcaire servant de fondant, d'où résulte une action doublement nuisible, car à ce niveau il y a du fer réoxydé et du charbon brûlé sans besoin pour la

réduction, puisque c'est plus haut qu'elle s'opère. A la chaleur blanche 11 p. % de CO^2 suffisent pour arrêter la réduction (§ 8 et 15), et la région inférieure de la cuve des fours est précisément dans ce cas.

Quand on traite des minerais carbonatés, on trouve une grande économie à les calciner à l'avance parce que leur acide carbonique aggrave encore la difficulté.

Ces réactions contraires entraînent donc des pertes de diverses natures, et, défaire plus bas ce que l'on a fait plus haut n'est pas plus rationnel que la marche de l'homme qui, pour atteindre un but, ferait deux pas en avant et un pas en arrière.

Enfin, si l'on objectait que certains minerais exigent beaucoup de temps pour se réduire et un long parcours dans la cuve, nous répondrions avec le § 13 que cela tient à ce que, dans le haut-fourneau, le gaz utile CO y est noyé dans 77 p. % de gaz nuisibles, azote et acide carbonique, et que la réduction ne peut être énergique ni même active dans ces conditions.

De tout ce qui précède il faut bien conclure, qu'au point de vue spécial de la réduction, le haut-fourneau ne répond pas aux conditions rationnelles.

Pour la *fusion*, si on veut la réaliser avec le minimum de dépense, il faut, dit Gruner, § 1, que le carbone soit brûlé à l'état de CO^2 , et l'on reconnaît qu'en le brûlant à l'état de CO , comme l'exige le travail du haut-fourneau, la consommation en charbon est triple de celle qu'indique la théorie. Mais, une autre condition d'économie importante est encore indiquée par la reflexion, c'est qu'il faut que la marche descendante de la matière à fondre soit proportionnelle à l'accroissement de la température. Il est clair, en effet, que si le minerai, après avoir acquis la température ambiante du niveau où il se trouve, y séjourne encore, c'est non seulement du temps perdu, mais un surcroît de dépenses inutiles. Or,

si l'on considère que la différence de température entre les tuyères et le gueulard d'un four de 24 mètres est de $1.800^{\circ} - 300^{\circ} = 1.500^{\circ}$, on trouve que l'accroissement de température par chaque mètre parcouru est de $\frac{1.500}{24} = 62^{\circ}$, et comme la descente est d'environ 1 mètre par heure, on conviendra qu'apporter à un fragment minéral gros comme un œuf, une augmentation de 62° de température par heure est un résultat bien infime, et que le charbon brûlé dans le foyer est bien mal utilisé à cet égard.

Si nous considérons un haut-fourneau dans des conditions moyennes, traitant du minerai à 40 p. % de rendement et produisant 50 tonnes par 24 heures, il faudra 2.500 kilog. de minerai, plus 500 kilog. de calcaire, soit 3.000 kilog. de matière à fondre. En admettant la consommation avantageuse de 1.000 kilog. de coke par tonne de fonte, on voit que le poids du combustible sera du tiers, 33 p. % du poids fondu, alors que dans les cubilots, selon le § 5 de Gruner, la consommation du coke n'est que de 7 p. %.

L'effet utile du haut-fourneau au point de vue spécial de la fusion est donc extrêmement faible, et cela tient à ce que C y est brûlé à l'état de CO par l'oxygène de l'air, dans la région basse, et par l'acide carbonique CO², dans la région moyenne et supérieure. C'est en effet dans la région moyenne, entre 700 et 1.000°, que CO² brûle le carbone solide, nous l'avons vu, et à ce niveau, l'élévation de température ajoutée au charbon dépensé une réoxydation énergique, ce qui, comme le signale le § 9 de Gruner, est un double désavantage.

Puisque, selon le § 6 de G., la température du foyer d'un simple four à manche (2 mètres) peut être aussi élevée que celle d'un haut-fourneau; puisqu'il suffit, en fait, d'un temps très court pour communiquer à un

fragment de minerai de petit volume la température des gaz ambiants ; puisque la valeur calorifique des gaz sortant du gueulard peut tout aussi bien être utilisée pour un petit appareil que pour un grand, on voit combien est injustifiée, au point de vue particulier de la fusion, l'énorme hauteur des fourneaux modernes. Le travail du haut-fourneau ne présente donc, pas plus pour la réduction que pour la fusion, des conditions conformes à la théorie. En vain dira-t-on que, eu égard à la grande masse de matière, une grande proportion de la chaleur du foyer est utilisée ; la question n'est pas de savoir si beaucoup de la chaleur y est utilisée, mais si la chaleur produite est bien utilisée pour le but à réaliser, et nous venons de voir qu'il n'en est pas ainsi. Maintenant, examinons en particulier certains faits importants signalés dans les citations précédentes.

Nous observerons tout d'abord que, bien que ce soit le gaz CO qui réduise le minerai dans le haut-fourneau en s'emparant de son oxygène O , comme l'oxygène n'a aucune affinité pour lui-même, c'est bien réellement l'équivalent C du gaz, c'est-à-dire le carbone, qui est, en définitive, l'agent réducteur, et on s'explique que, CO n'ayant qu'une capacité restreinte d'absorption, c'est-à-dire de suroxydation pour atteindre la saturation du carbone à l'état de CO_2 , et, d'un autre côté, les derniers éléments d'oxygène unis au métal étant les plus difficiles à dissocier et à enlever, cette action énergique et finale ne peut s'obtenir dans la région supérieure, tandis qu'elle se réalise au contraire facilement dans l'ouvrage où le carbone libre agit avec une puissance réductrice deux fois plus grande que CO lui-même.

Au point de vue du phénomène si intéressant du dépôt de carbone pulvérulent sur le minerai entre 200 et 600°, chiffres ronds, il est à propos de remarquer

que les conditions et les causes qui le provoquent ne sont pas les mêmes selon M. Gruner et selon M. Bell. Pour M. Gruner, qui en a fait l'objet d'une étude toute spéciale et d'un Mémoire présenté à l'Académie des sciences en 1872, ce phénomène d'un dépôt de *carbone ferreux*, comme il le désigne, exige la triple condition d'une réduction partielle du minerai, d'une petite partie déjà réduite à l'état métallique, et de la présence de CO^2 en certaine proportion parmi les gaz ambiants. Pour lui, dans de telles conditions, une double affinité agit sur le gaz CO , celle du fer métallique pour son carbone et celle des oxydes inférieurs pour son oxygène ; il se trouve par cela même dissocié, l'équivalent de O se portant sur les faibles oxydes, un sous-oxyde, croit-il, lequel serait amené à l'état d'oxyde magnétique Fe^3O^4 , plus stable que tous les autres, et alors le carbone mis en liberté se précipite sur le métal à l'état de poussière floconneuse de *graphite amorphe*, contenant de 6 à 7 p. $\%$ de fer attirable à l'aimant. (*Mémoire sur le dédoublement de l'oxyde de carbone*, pages 59 et 60.)

Pour M. Bell, au contraire, le dépôt de carbone pulvérulent n'a nullement besoin de la présence de fer déjà réduit à l'état métallique ni de CO^2 , et il suffit que la réduction ait ramené le minerai à un degré d'oxydation inférieur à FeO , et produit un sous-oxyde, pour que la dissociation de CO s'opère entre 204° et la température rouge, température qui ne permet plus le dépôt. (Voir § 18, 19, 20, Bell.) Ces deux explications du phénomène paraissent plausibles, mais il nous semble que le § 21, où M. Bell affirme après expérience « qu'il n'y a aucune relation régulière entre le poids total du carbone déposé et la quantité d'oxygène expulsée », infirme complètement ces deux manières de voir. En effet, si le dépôt charbonneux est dû à une réaction chimique

dont CO est l'objet, il doit nécessairement y avoir une corrélation parfaite et constante entre le carbone déposé et l'oxygène du minerai que CO enlève au minerai ; le phénomène ne pourrait pas s'expliquer chimiquement sans cette corrélation. Peut-être M. Bell n'a-t-il pu tenir compte dans ses analyses du poids d'oxygène qui se trouve uni à la minime proportion de fer magnétique que contient le graphite déposé, ou peut-être y a-t-il d'autres causes à cette apparente anomalie. Observons d'ailleurs que par la dissociation de l'oxyde de carbone CO, le dépôt graphitique qui en est la conséquence a lieu, et sur le fer, et sur le cobalt, et sur le nickel métalliques, même sur une pierre ponce. (*Bell*, pages 214 et 341.)

Il ne pourrait donc plus être question ici de la nécessité d'une certaine proportion de métal, d'oxyde et des gaz CO et CO², non plus que de l'influence d'un sous-oxyde agissant sur l'oxygène de CO pour l'en dissocier. On est donc dès lors autorisé à en chercher la cause ailleurs, et cette cause peut tout aussi bien être due à la condensation d'une certaine proportion du carbone libre, à l'état extrêmement ténu, ou en vapeur, qui, comme dans la préparation du noir de fumée, se dépose par refroidissement et filtrage, sous la forme de graphite floconneux, lequel, ici, s'attacherait des particules flottantes de métal plus ou moins désoxydé. Rappelons que tous les corps carburés, à l'état de gaz ou de liquide, qui brûlent à l'air libre, présentent à l'extérieur, où l'oxygène suffit, une zone de flamme blanche, oxydante, où le carbone est brûlé à l'état de CO², puis une zone intérieure concentrique, bleuâtre, réductrice, où le carbone se brûle à l'état de CO au contact d'une proportion insuffisante d'oxygène, et enfin, au centre, une faible colonne sombre où existe du carbone non brûlé faute d'oxygène, et ce qui vient confirmer ce fait,

c'est qu'en plaçant au-dessus de la flamme un corps froid, il ne tarde pas à se noircir.

Il résulte, d'ailleurs, de nombreuses expériences que, toutes les fois que le carbone contenu dans un gaz ou un liquide, à l'état de carbure ou d'hydrocarbure, est brûlé dans un milieu où l'accès de l'air est insuffisant pour opérer une combustion complète, il se produit un abondant dépôt de charbon graphiteux, et ce phénomène, qui paraît général, ne serait alors qu'un cas particulier dans le haut-fourneau, si, comme l'affirme Bell, il n'y existe aucun rapport entre l'oxygène enlevé au minerai et le carbone qui s'y dépose. Il y aurait donc lieu de reprendre cette intéressante question pour dissiper les contradictions qu'elle présente.

Quoi qu'il en soit de la cause, l'effet est certain et bien constaté dans le haut-fourneau comme dans toutes les expériences isolées du laboratoire : CO réduit et graphitise le minerai à basse température.

En ce qui concerne l'énergie de l'hydrogène H, comme agent réducteur, soit isolé, soit mélangé avec le gaz CO, les expériences confirmatives sont d'accord avec la théorie, car l'hydrogène a plus d'affinité que l'oxyde de carbone, et même que le carbone libre pour l'oxygène. De là, il résulte que seul il agira plus énergiquement sur le minerai pour s'emparer de son oxygène, et si, comme il arrive au cours de l'opération de la réduction, H se trouve à la fois en présence de l'oxygène du minerai, de l'oxygène de CO et de l'oxygène de CO², l'acide carbonique étant moins stable que l'oxyde de carbone et les oxydes de fer, H réduira de préférence CO² en CO + HO et augmentera ainsi le volume relatif du gaz réducteur, quand même il n'agirait pas directement sur l'oxyde métallique. L'expérience ayant d'ailleurs fait constater que la vapeur d'eau ne se dissocie, en réoxydant, qu'à une tempéra-

ture d'au moins 800 degrés, l'efficacité de l'intervention de l'hydrogène au point de vue de la réduction à basse température est donc certaine.

On est donc autorisé à déduire de tout ce qui précède :

1° Que les gaz réducteurs carburés ou hydrocarburés peuvent réduire les minerais de fer à basse température, à un degré très avancé ;

2° Qu'en augmentant la durée du contact et la température, sans atteindre la fusion, on peut obtenir la réduction complète ;

3° Qu'en employant le gaz CO pur, ou $\text{CO} + \frac{1}{x} \text{H}$ mélange des deux gaz réducteurs par excellence, la réduction, entre 300 et 500 degrés, est accompagnée d'un dépôt de carbone pulvérulent, qui imprègne le minerai et en rend le traitement final économique et facile ;

4° Que la réduction, au-dessous de la température rouge, s'opère sans avoir à craindre la réoxydation par les agents CO_2 et la vapeur HO, ce qui permet, sans inconvénient, de prolonger la durée du contact des gaz réducteurs et du minerai ;

5° Que la réduction n'exigeant pas des appareils de grande capacité, le minerai peut avantageusement être introduit à l'état granulé, ce qui augmente de beaucoup la surface de contact des gaz et abrège la durée de la réduction ;

6° Que le minerai ainsi préparé et mêlé à de la chaux vive comme fondant constitue l'état chimique où se trouve le lit de fusion dans l'ouvrage du haut-fourneau ;

7° Que pour opérer la fusion du minerai réduit, une cuve de quelques mètres de hauteur est suffisante.

Nous pouvons donc répéter ici ce que nous écrivions

récemment dans une notice sur *Les grandes productions des hauts-fourneaux et la métallurgie en France*.

« La conséquence de ces données théoriques et expérimentales, c'est que la fonte peut se fabriquer sans haut-fourneau par une réduction et une fusion successives, mais distinctes, et dans des appareils de petites dimensions qui offrent les avantages : d'être peu coûteux, de pouvoir s'établir sur le minerai même et d'éviter ainsi 50 p. % des frais de transport ; enfin, de régler à volonté et au jour le jour la production dont on a besoin.

Redisons, en terminant, que le haut-fourneau est un appareil merveilleusement perfectionné et que sa grande capacité permet d'en obtenir une énorme production courante. Mais, scientifiquement, il ne répond pas à la théorie, et, économiquement, s'il ne trouve pas sur place à s'alimenter ou s'il manque des débouchés nécessaires, sa grande production devient doublement funeste. — Gruner l'a dit ; il faut le rappeler ici :

« La métallurgie est essentiellement un art chimique. Le progrès des sciences amènera aussi le progrès des méthodes ; telle méthode réputée bonne à un moment donné devra céder le pas à une méthode nouvelle. Aujourd'hui spécialement tout se transforme dans la métallurgie. »

La méthode que nous préconisons permettra d'utiliser nos minerais français et d'opérer la décentralisation de notre production nationale, aujourd'hui concentrée.

FABRICATION DU COKE

Par M. ROSSIGNEUX,
ingénieur civil des Mines.

Le coke entre pour une forte part dans le prix de revient de la fonte et l'on peut dire que, dans l'état actuel des procédés métallurgiques, il est une matière première de la plus haute importance pour la fabrication du fer et des autres métaux. Le coke est en effet le combustible le plus généralement employé pour la réduction des minerais dans les fours à cuve ; le charbon de bois qui, au commencement du siècle, était encore d'un usage général en France, y a été remplacé complètement par le coke et ne se rencontre plus que dans certains pays, comme la Suède et l'Autriche, où l'abondance du combustible végétal ou la nécessité de certaines fabrications spéciales justifient encore la conservation des anciens procédés. Nous ne nous occupons dans cette étude que du coke métallurgique provenant de houille distillée spécialement pour l'obtention du coke ; le coke du gaz, qui est fabriqué sur une aussi vaste échelle que le coke métallurgique, a généralement son emploi pour le chauffage domestique ou industriel. Les essais faits aux hauts-fourneaux de Saint-Louis ont prouvé qu'on pouvait avantageusement l'employer en mélange, avec le coke métallurgique dans la proportion de 30 p. %, et même de 50 p. % dans certains cas ; mais cet emploi ne se fait que dans des cas isolés et s'est peu répandu.

Le chauffage des locomotives a été, en France, au début des chemins de fer, un débouché très important pour le coke : les cahiers des charges imposaient la

fumivorité et l'emploi de combustible cru qui, dans certaines régions, est à l'heure actuelle si désagréable aux voyageurs par l'épaisse fumée qu'il produit, était alors complètement interdit et inconnu. En 1849, le coke représentait le $\frac{1}{8}$ des frais d'exploitation du chemin de fer du Nord, et le $\frac{1}{5}$ de ceux de l'Orléans qui le payait 50 francs la tonne. On autorisa bientôt l'emploi de la houille ; les essais commencèrent en 1854 pour le Nord et la transformation fut complète en 1857. A l'heure actuelle, on n'emploie plus le coke que sur la ceinture de Paris, dans les longs tunnels (à l'Arlberg et au Gothard notamment) et dans les tramways urbains.

La fabrication du coke remonte à plusieurs siècles en Angleterre ; en France, elle n'a guère commencé qu'il y a quatre-vingts ans.

La production a été constamment en croissant et l'augmentation a été rapide pendant les dernières années. Voici les chiffres pour trois régions où cette fabrication est très active :

	Nord et Pas-de-Calais.	Westphalie.	Belgique.
1886	510.000 tonnes.	2.600.000 ^t	1.500.000 ^t
1888	660.000		1.580.000
1889	790.000	3.506.000	2.164.000

En France, la consommation dépasse 2.200.000 tonnes ; une partie est empruntée à l'étranger, à la Belgique et à l'Allemagne surtout, et en 1890 les importations ont été de 1.250.000 tonnes.

Voici le tableau de la production des cokes dans l'Europe centrale en 1889 :

Westphalie et provinces rhénanes ...	3.506.000 ^t
Wurm (Aix-la-Chapelle)	183.000
Saar	700.000
Belgique	2.164.000
France	1.190.000
Basse Silésie	252.000
Moravie Autrichienne	200.000
Angleterre	environ 14.000.000

Les Etats-Unis ont fabriqué, la même année, 8.500.000 tonnes. L'industrie du coke y est récente, s'est développée très rapidement et est appelée à se développer encore davantage. Jusqu'en 1874, la très grande majorité des hauts-fourneaux marchait à l'anthracite ; à la suite d'une grève des mines, on fut obligé d'employer du coke, et on s'en trouva si bien qu'on en conserva l'emploi, d'abord en le mélangeant par moitié avec l'anthracite, puis d'une façon exclusive. Les $\frac{3}{4}$ de la production actuelle du coke aux Etats-Unis proviennent de la région de Connesville, près de Pittsburg. On commence à exploiter des houilles à coke dans le Sud, dans l'Alabama notamment, et cette région du Sud, où la métallurgie du fer a pris depuis peu d'années un développement si menaçant pour la Pensylvanie, trouvera facilement sur place le combustible minéral dévoré par ses hauts-fourneaux gigantesques. D'ici dix ans, l'Amérique produira plus de coke que n'en produit actuellement l'Angleterre.

L'Australie possède un bassin important de houille grasse et ce pays doit être rangé au nombre des producteurs de coke. En 1888, ce pays a produit 3.200.000 tonnes de houille ; la population houillère se composait de 9.300 ouvriers. L'exportation de coke n'a été que de 9.000 tonnes en 1889 ; la plus grande partie du coke produit sur place est employée par la métallurgie du pays. La Nouvelle-Zélande a produit, en 1888, 600.000 tonnes de houille. Les bassins houillers de l'Extrême-Orient sont encore peu connus et peu développés ; celui du Tonkin commence à donner lieu à une exploitation importante ; en Chine, le terrain houiller présente un énorme développement et si les Célestes parviennent à mettre de côté leurs préjugés séculaires et se décident à utiliser leurs richesses minérales, la navigation à

vapeur trouvera de ce côté des ressources inépuisables de combustible.

Propriétés
physiques
du coke.

Combustibilité

Quand on a substitué le coke au charbon de bois dans de petits hauts-fourneaux de faible capacité, marchant à l'air froid ou à l'air chauffé modérément dans des appareils métalliques, on a cherché à fabriquer du coke léger et poreux, dont les qualités physiques ne soient pas trop différentes de celles du combustible végétal : le coke trop dense présentait dans ces fourneaux l'inconvénient de brûler ou de transformer l'acide carbonique en oxyde de carbone trop lentement, et d'arriver presque intact aux tuyères. On obtenait ce coke léger en carbonisant des charges réduites de charbon très gras. Mais avec les grands hauts-fourneaux actuels, soufflés par du vent à 7 ou 800°, avec forte pression, on cherche avant tout un coke dense et surtout d'une grande résistance à l'écrasement. La combustion se fait toujours assez facilement, le grand point est que les morceaux de coke ne se brisent pas et divisent la charge de façon à former une masse perméable aux gaz, même dans la partie où règne la plus haute température. Quand le coke s'écrase, il forme avec le laitier et les matières plus ou moins réduites des masses compactes, réfractaires, ne se laissant plus traverser par les gaz chauds ; dans ces conditions, un engorgement est inévitable.

Résistance
à
l'écrasement.

La résistance du coke est due à deux éléments : 1° la nature de la houille ; les houilles sèches à longue flamme, c'est-à-dire ayant plus de 40 p. % de matières volatiles, ou les houilles trop peu grasses, ayant moins de 19 p. %, ne sont guère susceptibles, en général, de fournir un coke résistant ; le meilleur coke est donné par les houilles contenant de 20 à 30 p. % de matières volatiles ; 2° le procédé de carbonisation ; la forme, les

dimensions du four et sa température ont une grande influence et doivent être soigneusement étudiées pour chaque nature de combustible ; mais ce second élément a moins d'importance que le premier, en ce sens que si on peut faire du mauvais coke avec du bon charbon et un mauvais four, il est impossible de faire du bon coke avec du mauvais charbon, quelque perfectionné que soit le procédé de carbonisation ; et avec du charbon de bonne qualité on obtient de bons résultats avec des fours très différents les uns des autres. Nous reviendrons sur cette question en étudiant les divers systèmes de fours ; nous donnerons seulement, à titre de renseignement général, la résistance à l'écrasement par centimètre carré d'un certain nombre d'échantillons :

Auteurs des essais	TYPE DU FOUR		MATIÈRES volatiles contenues dans la houille, Nature ou provenance.	DENSITÉ du coke	Résistance	CENDRES du coke
Jouguet.	Fours Boulanger. Bessèges		25 %	"	43 ^k ,92	"
	— Coppée 48 ^b	Houillères de Bessèges	24	"	80,50	"
	— Belges	Grand Combe	22	"	53,12	"
	— Carvès 0,70	Usine de Bessèges...	27	"	66,46	"
	— Id. 0,66	Id.	27	"	79,72	"
	— Id. 0,50	Id.	27	"	92,32	"
	— Pauwels 48 ^b	Usine à gaz d'Ivry....	30-35	1,10	117	6,60
	— Belge 48 ^b	Houillères de St-Etienne	20 (p. Mars).	0,95	108	11,50
	— Id.	Id.	25 (Pompe).	0,85	103	13,30
	— Id.	Id.	25 (p. Jabin).	0,80	103	10,00
Colrat.	— Belge	Carmaux	35	1,00	107	10,50
	— Boulanger	Montmartre (Saint-Etienne).	27	0,83	86	6,80
	— Id.	Sunderland (Angleterre).	ho. grasse.	0,94	87	5,00
	— Coppée 48 ^b	Molières (Gard)	24	0,89	86	9,50
	— Appolt 44 ^b	Portes (Gard)	22	1,00	86	9,00
	— Belge 24 ^b	Ahun	ho. grasse.	1,02	75	12,00
	— Id.	Commentry	40	0,87	70	7,50
	— Boulanger	Villebœuf (St-Etienne).	24	0,79	65	10,50
	— Id.	Brassac	26	0,80	68	12,00
	— Belge 24 ^b	Firmy (Aveyron)	42	0,92	60	8,00
	— Id.	Campagnac	40	0,94	60	8,80
	— Carvès	Id.	40	0,85	50	10,70
	Cornue à gaz Marseille.....		30	0,90	60	16,00
	Fours Appolt Aubin (Aveyron)....		38	0,79	50	13,70
	— Boulanger	Id.	38	0,82	45	11,80
	— Belge	Id.	38	0,60	25	8,00
	— Meule	Charbon de bois	"	"	25	2,00

Auteurs des essais	TYPE DU FOUR		MATIÈRES VOLATILES	Résistance	CENDRES du coke
			de la houille nature ou provenance.		
M. Godin-David (Revue de Liège)	Smet 48 ^h	Cockeril.....	Siège Henri-Guillaume.	100	11
	Appolt 24	Id.	Id. Marie.	61-77	12
	Id.		Id. Id.	92-108	13
	Id.	Marihayé.....	"	113	12,8
	Dulait 48	Id.	"	116	12,8
	Smet	Id.	"	126	11,14
	Coppée 24	Tilleur.....	Taskin.	81,5	10
	Id. 48	Id.	Id.	104	10
	Smet 24	Id.	Horloz.	86	11
	Appolt 24	Grivegnie.....	"	82	11
	Boulangier	Clarence (Angleterre)..	Gras.	100	10
	Belge	Anzin	Id.	90	10,15
	Appolt 24	Liège.....	Schamrock (Rhur).	60-100	8,10
	Id.	Id.	Pluto Id.	59-77	"
	Id.	Id.	Bonifacius Id.	66	"
M. Fulton (Ins. amér. Ing. des mines, 1883)	"	Bochum.....	"	106	"
	"	Oberhausen	"	77	14
	Boulangier	Cambria Iron Co, Bennington.	Densité 0,84	81	"
	Id.	Broad Top.....	— 0,75	63	8 à 9
	Id. 72	Connesville... ..	— 0,78	82	9 à 10
	Id. 48	Id.	— 0,87	72	"
	Id.	Kemble, Broad Top....	— 0,74	69	"
	Belge	Cambria iron Co, Johnstown.	— 0,73	71	"

Les chiffres de résistance contenus dans ce tableau ne sont pas tout à fait comparables parce qu'ils n'ont pas été faits sur des cubes de même dimension : or, on obtient un chiffre d'autant plus élevé que le cube est plus petit. Les essais de M. Godin-David ont été faits avec des cubes de 4 à 6 centimètres de côté ; nous n'avons pas ce renseignement pour les autres essais.

En outre, avec le même charbon et le même four, on trouve des variations de résistance très grandes suivant les échantillons ; c'est ainsi que dans les fours à parois

chauffées, la résistance et la densité sont souvent beaucoup plus grandes dans la partie en choux-fleur, voisine des parois, que vers le centre du four : pour les charbons de l'Aveyron, M. Colrat a trouvé que, dans le même morceau de coke, cette résistance passait de 45 à 25 kil., en même temps que la densité s'abaissait de 0,82 à 0,60. Nous avons trouvé de même à Anzin, dans des fours belges de 45 centimètres de largeur, traitant un mélange de charbon gras et demi-gras à 21 p. % de matières volatiles, une densité de 0,90 et une résistance de 120 kil., contre les parois, ces chiffres se réduisant à 0,87 et 80 kil. dans le voisinage du plan vertical médian du four. Si donc on veut se rendre compte, par des essais à l'écrasement, de la résistance d'un coke, il ne faut pas se contenter de deux ou trois essais, il est au contraire indispensable d'en faire un grand nombre et de prendre la moyenne.

Le coke est parfois tellement fendillé qu'il est impossible d'arriver à découper un cube de 3 centimètres de côté ; le charbon anglais obtenu au four à boulanger se présente souvent ainsi. Enfin, même en supposant connue la résistance moyenne à l'écrasement d'un cube de 3 centimètres de côté, elle ne donne pas un chiffre qui puisse servir à estimer la façon dont le coke se comportera dans le haut-fourneau, car il est certain qu'un coke en gros morceaux compacts, de 20 à 30 centimètres de côté, sans fissures, donnera de bien meilleurs résultats qu'un autre coke de même résistance, mais en morceaux plus petits ou fissurés.

Aussi le meilleur moyen d'apprécier la cohésion d'un coke est-il de se servir du tambour tournant, de 1 mètre de diamètre, qui sert pour les essais de cohésion de briquettes. Nous rappellerons que ce tambour porte trois ailes saillantes à l'intérieur, de 22 centimètres de longueur suivant le rayon ; on y introduit 50 kil. de

coke, en morceaux tels qu'ils sortent du four, et on fait tourner à raison de 25 tours par minute, comme pour les briquettes. On apprécie la cohésion par la proportion de coke restant, après broyage, sur un crible à mailles carrées de 4 centimètres de côté. Nous avons fait usage de cet appareil à Anzin en 1883 ; pour les briquettes, l'essai ne dure que deux minutes ; nous le faisons durer six minutes pour le coke. Dans ces conditions, le coke de bonne qualité donnait une cohésion de 70 p. % ; le coke n'atteignant pas ce chiffre était susceptible de provoquer des plaintes de la part des clients ; aussi réglait-on le mélange des charbons de façon à ne jamais descendre en dessous de 70.

Voici le résultat de quelques essais, chacun des chiffres donnés représentant la moyenne de plusieurs expériences :

Fours Coppée de 42 ^e de largeur	(St- Waast), 34 % de $\frac{1}{2}$ gras	70,5
Id.	id. (Turenne)	74
Id.	id. (St- Waast), 26 % de maigre	72
Id.	id. id. 30	71
Fours Smet de 50 ^e de largeur	id. 20	69
Id. 60	(Enclos) 15 % de $\frac{1}{2}$ gras	68
Fours Coppée 47	(Haveluy) 25	62

Par ce procédé, qui est employé à l'usine du Creusot, on tient compte de tous les éléments qui peuvent influencer sur les qualités physiques du coke : si la grosseur des morceaux ou leur dureté diminue ; s'ils présentent des coupures ; en résumé, si la qualité du coke baisse, soit par suite de la nature des charbons employés, soit par une allure trop chaude ou trop froide des fours, on le mesure immédiatement par un essai de cohésion.

Au point de vue de l'emploi dans les hauts-fourneaux élevés, ces divers essais d'écrasement ou de cohésion ont un défaut capital : c'est d'être faits à la température ambiante et non aux températures élevées que le coke supportera dans la cuve et dans l'ouvrage. M. Lowthian

Bell a fait aux usines de Clarence des essais d'écrasement de coke à la température que possèdent les gaz à la sortie du gueulard et il a trouvé en opérant sur des cubes de 6 centimètres de côté que la résistance, qui était de 42 kil. par centimètre carré à froid, se réduisait à 28 kil. à chaud. M. P. Holtzer a fait récemment des essais comparatifs de résistance à froid et à chaud, sur du coke métallurgique, à 14 p. % de cendres, des Houillères de Saint-Etienne. La résistance à froid étant de 95 kil., la résistance au rouge sombre s'est abaissée à 87^k,8, ce qui indique un abaissement beaucoup moindre que pour le coke anglais. Nous ne connaissons pas d'autres essais en cette matière, et c'est vraiment regrettable. La résistance à chaud est-elle, dans tous les cas et pour toutes les natures de coke, proportionnelle à la résistance à froid ? Des expériences directes peuvent seules élucider ce point intéressant, et nous espérons que quelques ingénieurs de hauts-fourneaux entreprendront un jour cette étude.

Densité.

Dans le tableau de la résistance à l'écrasement, nous avons donné un certain nombre de densités du coke ; il s'agit ici de la densité apparente, c'est-à-dire du poids de 1 décimètre cube de coke. M. Frédéric Devey a donné lecture en 1883 à l'Institut américain des Ingénieurs des Mines d'un mémoire très complet sur la porosité et le poids spécifique des coques fabriqués aux Etats-Unis. La méthode employée par cet ingénieur consiste à peser très exactement des échantillons de 20 à 40 grammes qu'on dessèche complètement à 100° pour les peser de nouveau après refroidissement dans l'air sec. La différence de poids donne l'humidité contenue dans le coke à l'état naturel. Ceci fait, les échantillons sont plongés pendant 24 heures dans un bain d'eau qu'on porte sous la cloche d'une machine pneu-

matique ; on pompe, on laisse rentrer l'air ; on pompe et ainsi de suite jusqu'à ce qu'on n'aperçoive plus aucun dégagement de gaz. Toutes les cellules sont ainsi complètement remplies d'eau ; on pèse rapidement le coke humide ; si P est le poids du coke sec, cette dernière pesée donne par différence le poids C de l'eau contenue dans les cellules ; en pesant ensuite le coke sous l'eau, on obtient par différence le poids p de l'eau déplacée.

La densité apparente est $\frac{P}{p}$, le volume relatif occupé par les cellules $\frac{c}{p}$, et la densité de la matière qui constitue les cellules $\frac{P}{p-c}$: c'est la densité réelle.

Si on veut se passer de la machine pneumatique, on peut faire bouillir simplement le coke d'abord dans l'alcool, puis dans l'eau. C'est le procédé employé par M. Fulton, ingénieur américain, qui s'est également occupé de la même question en 1883.

Pour déterminer la densité apparente seule, on peut se contenter, pour mouiller le coke, de le plonger pendant dix minutes dans l'eau froide.

Les cokes essayés par M. Davey étaient fabriqués avec du charbon contenant de 20 à 31 p. % de matières volatiles, 3 à 12 p. % de cendres, dans des fours à bouillanger de 3 mètres à 3^m,50 de diamètre recevant une charge de 3.000 à 4.500 kil., la cuisson se faisant en 48 heures.

Il a trouvé un poids spécifique apparent variant de 0,713 à 0,935 et un poids spécifique effectif variant de 1,67 à 1,83.

Dans les essais de M. Colrat, cités plus haut, la densité réelle a varié de 1,62 à 1,85, ce dernier chiffre obtenu avec un coke à 6 p. % de cendres.

Voici un tableau de densités trouvées par M. le D^r Thorner, chimiste à Osnabruck, et par nous-mêmes :

Auteurs des essais	TYPE DU FOUR	DENSITÉ	DENSITÉ
		apparente	réelle
D ^r Thorner	Four Coppée du Mansfeld, houille de Constantin.....	1,01	1,81
	— Id. id. Siamroch.....	1,02	1,81
	— Boulanger, Darlington.....	1,11	1,78
	— Lurmann, houille à gaz de Pluto.....	1,12—1,24	1,71—1,74
	— Id. id. d'Hannibal.....	1,19—1,22	1,82—1,87
	— Id. $\frac{4}{5}$ h. à gaz et $\frac{1}{5}$ anthracite d'Hannibal et Piesberg.....	1,36	1,83
	Four Lurmann, $\frac{1}{2}$ ch. gras de Borghoh et $\frac{1}{2}$ maigre Piesberg.....	1,41	1,76
	Four Lurmann, $\frac{3}{4}$ ch. gras Hannibal, $\frac{1}{4}$ maigre Piesberg	1,50	1,91
	Four Coppée 48 ^h , ch. à 20 % de matières volatiles, Escarpelle (Nord).....	0,77	1,76 à 1,79
	— Coppée 24 ^h , gras avec 40 % $\frac{1}{2}$ gras à 17 %, Anzin..	0,95	Id.
M. Rossigneux	— Smet 48 ^h , id. 8 % id. id.	0,915	Id.
	— Coke de l'Agrape à 7,2 de cendres....	0,83	Id.
	— Id. Dortmund à 9 % de cendres.....	0,93	Id.
	— Coppée de 43 ^e , en 24 ^h , Anzin, 20 % de maigre....	0,91—1,05	Id.
	— Id. id. 35 % $\frac{1}{2}$ gras, au sommet de la charge et contre les parois.....	0,90	Id.
	Four Coppée de 43 ^e , en 24 ^h , Anzin, 35 % $\frac{1}{2}$ gras, au sommet de la charge, milieu du four.....	0,87	Id.
	Four Coppée de 43 ^e , en 24 ^h , Anzin, 35 % $\frac{1}{2}$ gras, bas du four, contre les parois.....	0,97	Id.
	Four Coppée de 43 ^e , en 24 ^h , Anzin, 35 % $\frac{1}{2}$ gras, bas du four, milieu du four.....	0,91	Id.
	Four Smet 24 ^h , Anzin, 10 % $\frac{1}{2}$ gras.....	0,88	Id.
	— Coppée de 47 ^e , 24 ^h , Anzin, 30 % $\frac{1}{2}$ gras.....	0,92	Id.

Le coke est généralement d'autant plus résistant qu'il est plus dense, au moins pour une même qualité de charbon ; c'est ainsi que M. Colrat dit qu'avec les charbons flambants de l'Aveyron, la partie des aiguilles de coke tournée vers le centre du four est plus légère et près de moitié moins résistante que la portion qui s'est formée contre la paroi. Nous avons constaté le même

fait avec les charbons d'Anzin. Mais cette règle comporte des exceptions. M. Fulton dit dans son mémoire que le coke dense est moins résistant que le coke léger ; cela paraît être pour lui une règle générale avec les charbons et les fours (à ruche) qu'il a étudiés. On voit en effet dans son tableau que deux échantillons provenant de la même houille de Connesville ont l'un une densité de 0,78 et une résistance de 82 kil., l'autre une densité de 0,87 et une résistance de 72 kil. Pour chaque nature de charbon, il y a des conditions de dimensions de four, de masse, de température et de conduite du chauffage, qui donnent au produit les meilleures qualités physiques possibles, et on ne peut formuler à cet égard de règle absolument générale.

La densité des cokes obtenus au four Lurman est tout à fait exceptionnelle. Elle est due, comme nous le verrons plus loin, à la compression mécanique que subit le charbon pendant sa cuisson.

La densité réelle du coke, c'est-à-dire de la matière qui constitue les cellules, est généralement comprise entre 1,75 et 1,80 et varie assez peu, que le coke lui-même soit léger ou dense. On obtient le même chiffre en broyant finement du coke et en déterminant la densité de la poussière.

Du charbon maigre d'Anzin, à 11,5 p. % de matières volatiles et 2 p. % de cendres, carbonisé en vase clos et réduit en poudre, nous a donné une densité de 1,79, c'est à-dire à peu près la même que celle du coke.

Nous rappellerons que la densité du charbon de cornue, c'est-à-dire du dépôt qui se fait dans les cornues des usines à gaz par la décomposition des hydrocarbures, est de 2,35, par conséquent beaucoup plus élevée. Celle du graphite de Sibérie est de 2,14 à 2,75 ; celle du diamant est de 3,5.

Il paraît constaté qu'une température élevée et une

cuisson prolongée tendent à augmenter la densité de la matière constitutive des cellules. Au point de vue de l'emploi du coke dans les hauts-fourneaux, il importe que le coke se laisse suffisamment pénétrer par les gaz, mais en même temps qu'il résiste à l'action de l'acide carbonique qui tend à le transformer en oxyde de carbone. Le coke résiste à cette action bien mieux que le charbon de bois ; les différentes espèces de coke y résistent plus ou moins, suivant leur nature. Ainsi M. L. Bell, ayant trouvé que ses hauts-fourneaux de Clarence consommaient 10 p. % en plus de coke Carvès que de coke provenant des fours à boulanger, a analysé ces cokes. Il leur a trouvé à peu près la même composition :

	Coke de four boulanger.	Coke Carvès.
Carbone.....	87,6 p. %	86,36 p. %
Hydrogène... ..	0,25	0,51
Oxygène et azote.....	1,20	1,77
Soufre.....	1,03	1,07
Cendres.....	8,52	7,94
Eau.....	1,38	2,35

Ayant eu l'idée de les soumettre, à différentes températures, à l'action d'un courant d'acide carbonique, il a trouvé que les deux échantillons se comportaient de façons très différentes : le premier résistait beaucoup mieux que le second à l'action du courant ; la différence était d'autant plus grande que la température était plus élevée ; ainsi à 1490° Fahr., le coke de fours boulanger avait perdu 46,14 de son poids, alors que le Carvès avait perdu 62,12. M. Bell attribuait ce fait à la formation, dans le four Carvès, d'un dépôt de carbone très léger et facilement oxydable provenant de la décomposition des hydrocarbures ; nous croyons que l'explication doit être cherchée plutôt dans la nature du charbon employé et dans ce fait que la température était moins élevée dans le four Carvès : à une température suffi-

sante, la matière qui constitue les cellules est plus serrée, le retrait se fait mieux et le dépôt provenant des hydrocarbures décomposés ne peut qu'augmenter la compacité, car il est analogue au graphite des cornues, plus dense et bien plus difficile à brûler que le coke.

Quelque chose d'analogue se passe, du reste, dans la carbonisation du bois. D'après un mémoire de Violette, publié, en 1853, dans les *Annales de physique et de chimie*, le charbon de bois est d'autant moins oxydable qu'il a été cuit à une température plus élevée. Le charbon calciné à la température de fusion du platine ne peut être allumé comme le charbon ordinaire et ne brûle que si on le maintient à la température de 1.200° , alors que le charbon préparé à 1.000° s'enflamme à 600° et le charbon préparé à 432° s'enflamme à 400° . Il a trouvé également que la densité, pores déduits, augmentait avec le degré de cuisson et s'élevait à 2 par la cuisson à 1.500° , alors que le charbon produit à basse température n'a qu'une densité de 1,4.

Ce durcissement du charbon par une température élevée est également utilisé dans la fabrication des lampes à incandescence.

L'*Iron and Steel Institut* s'est occupé à différentes reprises, de 1883 à 1885, de cette question de fabrication du coke et de sa résistance à l'action des gaz du haut-fourneau; les divers membres qui ont pris la parole ont émis des avis très divergents et il est assez difficile de tirer une conclusion pratique de tout ce qui a été dit.

En ce qui concerne le coke Carvès, M. Samuelson, un des plus grands métallurgistes de l'Angleterre, a émis un avis tout à fait différent de celui de Sir L. Bell, et a déclaré que ce coke, qu'il employait dans ses

hauts-fourneaux, faisait le même usage que le meilleur coke de four à boulanger et que la consommation n'en était pas plus forte. Le coke obtenu au four Carvès a des qualités bien différentes, suivant les charbons employés et la température des fours. Une importante installation de ces fours existe à Bilbao ; ils sont munis d'un récupérateur chauffant l'air à 700° ; la température dans les carneaux est de 1.200° ; dans ces conditions, on a trouvé que le coke produit résistait, à l'inverse de ce qu'avait trouvé M. L. Bell, beaucoup mieux à l'action de l'acide carbonique que le coke de four belge.

Une grande densité du coke procure un autre avantage dans les hauts-fourneaux, c'est de diminuer le volume de la charge et d'augmenter la capacité utile du fourneau. Si, par exemple, le coke forme, en volume, la moitié du lit de fusion, une augmentation de 20 p. % dans la densité du coke équivaldra à une augmentation de 10 p. % du volume de la cuve, ce qui n'est pas négligeable.

Le coke employé dans les cubilots de deuxième fusion pour fonte de moulage ne doit pas être trop dense ni trop dur ; les fondeurs recherchent un coke renfermant peu de cendres, 6 à 8 p. % généralement, et d'une densité apparente ne dépassant pas 0,90. Le coke trop dur ne brûle pas assez rapidement dans les cubilots soufflés à l'air froid avec une faible pression ; il noircit devant les tuyères, et pour obtenir la température voulue, il faut augmenter la consommation de combustible. La densité apparente paraît avoir moins d'importance que la densité réelle, et on n'obtient pas de bons coques pour fonderie avec des charbons trop peu gras, exigeant une température élevée pour leur carbonisation ; du coke en 48 heures, obtenu avec un charbon très gras à température moyenne, sera d'un bien meilleur usage que du coke en 24 heures de même

densité apparente ; la raison en est que la matière des cellules est, dans le second cas, par suite de la nature de la houille et de la haute température de cuisson, à un état de condensation différent, et bien plus difficile à oxyder.

L'espace relatif occupé par les cellules dans le coke métallurgique varie, d'après les essais de M. Fulton, entre le chiffre de 0,256 obtenu pour un coke ayant une densité de 0,92 et celui de 0,432, pour un coke d'une densité de 0,71. La quantité d'eau qu'un coke est susceptible d'absorber varie donc entre 23 p. % et 31 p. % de son poids. Mais cette absorption d'eau ne peut être obtenue que par ébullition ou par l'action du vide ; en pratique, le coke absorbe bien moins ; ainsi du coke d'Anzin, obtenu dans des fours Smet avec un mélange contenant 25 p. % de charbon demi-gras, absorbait 25 p. % de son poids après immersion dans l'eau pendant 24 heures ; du coke de four Coppée avec 20 p. % de maigre donnait le même résultat ; avec 35 p. % de charbon demi-gras, le coke n'absorbait plus que 15 p. % d'eau. La densité était à peu près la même dans les trois échantillons, la différence paraît donc être due à la disposition des cellules qui, pour les deux premiers, communiquaient complètement les unes avec les autres et pour le dernier étaient évidemment plus isolées. Ces différences dans la disposition des cellules permettent d'expliquer en partie comment deux coques de même densité peuvent se comporter au cubilot d'une façon très différente : celui qui se laisse facilement pénétrer par l'eau doit également se laisser pénétrer plus facilement par l'air et brûler plus rapidement qu'un coke de texture différente dont l'oxydation ne peut se faire que tout à fait à la surface, comme elle se fait pour l'anhracite et le graphite de cornues.

L'immersion du coke dans l'eau est une opération

simple et rapide qui pourrait peut-être dans bien des cas fournir les mêmes indications que les expériences faites par M. L. Bell en soumettant le coke au rouge à l'action d'un courant d'acide carbonique.

Le coke est moins hygrométrique que le charbon de bois, mais il renferme toujours, à son arrivée à l'usine, une certaine proportion d'eau, rarement moins de 2 p. %, même quand il est éteint sans eau, par étouffement. Quand l'extinction se fait par l'eau, le coke contient souvent de 3 à 5 p. % d'eau; les usines qui achètent leur coke stipulent généralement une humidité comprise entre ces deux chiffres, avec retenue dans les cas où le chiffre est dépassé.

Le poids d'un mètre cube de coke, en gros morceaux, d'une densité de 0,9 est aux environs de 450 kilog.; celui du petit coke, en morceaux de 3 à 4 centimètres, de 500 kilog.; le fraïsil (de 1 à 2 centimètres) pèse 520 kilog.; enfin, les fins au-dessous de 1 centimètre pèsent 550 kilog. Le coke de gaz pèse de 350 à 420 kilog.

Teneur
en cendres.

Le coke métallurgique dit non lavé contient ordinairement de 12 à 15 p. % de cendres; le coke lavé, de 6 à 9 p. %. Ces expressions de coke lavé ou non lavé n'ont qu'une valeur commerciale; le charbon qui fournit le coke à 12 p. % subit dans bien des cas un lavage au moins partiel, et, d'autre part, certaines mines particulièrement favorisées peuvent fabriquer du coke à 8 p. % avec du charbon tel qu'il sort du puits. Les charbons anglais surtout contiennent peu de cendres et certaines qualités permettent aux usines à gaz d'obtenir du coke de cornue, non lavé par conséquent, ne contenant pas plus de 5 p. % de cendres.

Soufre.

Tous les coques renferment une proportion plus ou moins élevée de soufre; pour la fabrication de la

fonte, le soufre n'a pas de bien grands inconvénients, à moins que le minerai et les castines n'en contiennent déjà une quantité notable ; on s'en débarrasse assez facilement avec un laitier calcaire et une température élevée. Nous donnerons quelques exemples de la teneur en soufre du coke :

	Cendres.	Soufre.
Coke de gaz de Firminy.....	12 p. %	0,400 à 0,440 p. %
— Roche-la-Molière.....	13	0,300—0,400
— Houillères de Saint-Etienne	13	0,300—0,405
— Montcel (Saint-Etienne)....	11	0,270—0,400
— Montmartre (Saint-Etienne)	»	1,37
— Tilleur (Belgique)	12	0,50
— Marihay —	6	0,46
— Donetz (Russie)	6	0,27
— Anzin	11,50	0,25
— Clarence (Angleterre).....	10	0,32 à 1,00
— Bessèges (Lalle).....	12	1,15
— Creusot	10	0,83
— Grand'Combe.....	10,80	1,26
— Blanzv	»	0,60
— Graissessac	11,88	1,04
— Carmaux, Grillatée....	6,53	2,03
— — Saint-Roch	9,50	0,74
— Decazeville, Valserie.....	13,80	1,92
— — Lagrange	8,10	1,41

Le coke contient généralement moins de soufre que la houille qui a servi à sa fabrication ; M. William Foster a fait en 1883 une communication sur cette question à l'*Institution of civil engineers* de Londres ; il a trouvé qu'il n'y avait aucune relation directe entre la quantité de soufre contenue dans la houille et celle restant dans le coke ; l'élimination du soufre se fait dans une proportion variable, plus grande dans les houilles à gaz et surtout dans le cannel-coal. Quelques rares échantillons donnent plus de soufre que n'en contenait la houille : on comprend que si le soufre est en totalité à l'état de sulfate ou de sulfure indécomposable, il se concentre dans le coke ; mais ce cas est tout à fait exceptionnel.

La pyrite se rencontre dans toutes les qualités de houilles, maigres ou grasses, sous forme de lames minces intercalées entre les feuillets, dans les plans de clivage ; elle est surtout à l'état de bisulfure FeS^2 . Le bisulfure se trouve à l'état naturel sous deux formes de mêmes compositions chimiques, mais de natures très différentes : la pyrite cubique ou martiale, ou fer sulfuré jaune, qui est dure, compacte, inaltérable à l'air, et la pyrite blanche prismatique dite marcassite, un peu moins dense, qui s'altère facilement à l'air, surtout à l'air humide, et se transforme en sulfate.

Ces deux pyrites chauffées avec un excès de charbon perdent la moitié de leur soufre et se transforment en FeS ; cette réaction doit se produire d'une façon à peu près complète pendant la carbonisation de la houille, surtout si la pyrite est à l'état prismatique. On a constaté dans le coke la présence de pyrite magnétique attirable à l'aimant Fe^7S^8 , ce qui indique que la pyrite ne perd pas toujours la moitié de son soufre.

Le bisulfure naturel calciné à l'abri de l'air se transforme en Fe^3S^6 ; par conséquent, il y a toujours un départ notable du soufre de la pyrite cubique ou prismatique de la houille pendant la carbonisation, même quand elle est en masses compactes et que le contact avec le charbon n'est pas intime. Certaines houilles contiennent des quantités appréciables d'arsenic, qui est probablement dans la pyrite à l'état d'arsenio-sulfure ou mispickel ; ce minéral a une forme cristalline voisine de celle de la marcassite et, calciné à l'abri de l'air, perd son arsenic qui se sublime à l'état de sulfure. La plus grande partie de l'arsenic doit donc se volatiliser pendant la carbonisation.

On a cru pendant longtemps que le soufre provenait entièrement de la pyrite de fer. On admettait alors qu'une partie du soufre de la pyrite était éliminée pen-

dant la calcination, le sulfure étant ramené à l'état de FeS et qu'une nouvelle portion de soufre était enlevée pendant l'extinction, par l'action de la vapeur d'eau à haute température, donnant de l'hydrogène sulfuré et de l'oxyde de fer. Il se produit en effet, pendant l'extinction, une certaine élimination du soufre et on reconnaît à l'odeur la présence de l'hydrogène sulfuré ; mais ce départ de soufre est bien faible. Supposons en effet un coke contenant à la sortie du four 1 p. % de soufre, un saumon de 2.000 kil. contiendra 40 kil. de soufre ; s'il y avait élimination de la moitié seulement du soufre, il se formerait 20 mètres cubes de HS , soit de quoi rendre irrespirable 30.000 mètres cubes d'air : on sait en effet que ce gaz est très toxique et qu'à la dose de $1/1500$ il tue un oiseau. Or, l'odeur caractéristique ne se manifeste que dans des proportions bien plus restreintes ; avec les charbons d'Anzin, notamment, qui pourtant sont sulfureux, on ne la constate presque pas. L'élimination du soufre pendant l'arrosage du coke incandescent est donc, dans la plupart des cas, absolument insignifiante.

En réalité, le soufre combiné au fer ne forme qu'une fraction restreinte du soufre total. Dans son traité de métallurgie, le Dr Percy faisait remarquer, dès 1865, que le fer et le soufre ne se rencontraient pas généralement dans la houille dans les proportions voulues pour former exactement de la pyrite. Il cite les houilles du Staffordshire pour lesquelles on a :

Soufre total	1, »	0,74	0,55	0,54
Soufre correspondant à la quantité de fer.....	0,37	0,14	0,03	1,08
Différence.....	0,63	0,60	0,52	0,54

Dans le dernier échantillon, une grande partie du fer se trouvait à l'état de carbonate ; dans les trois premiers, il y a un excès très notable de soufre à un

état différent de celui de FeS^2 ; le Dr Percy ne donnant pas l'analyse complète des cendres n'en tire aucune conclusion précise ; nous allons essayer d'éclaircir complètement la question.

Prenons par exemple de la houille de Tréllys, dont la composition est la suivante :

Carbone.....	74,80 p. %
Hydrogène.....	4,66
Oxygène.....	6,95
Soufre.....	0,91
Azote.....	0,96
Phosphore.....	0,013
Cendres.....	11,45

Le coke fabriqué avec ce charbon contient 81,65 de carbone fixe, 1,85 de matières volatiles et 16,58 de cendres. D'après la composition des cendres du coke, les 11,45 de cendres de la houille se décomposent ainsi :

Silice.....	5,60
Alumine.....	3,35
Chaux.....	0,93
Magnésie.....	0,24
Potasse.....	0,27
Soude.....	0,05
Oxyde de fer..	0,85, correspondant à 0,56 de fer métal.
Soufre.....	0,13
Phosphore....	0,02

Cette analyse a été faite après incinération et grillage du coke ; dans cette opération, le soufre combiné aux bases alcalines ou alcalino-terreuses n'a pu être éliminé ; il n'y a pu avoir élimination que du soufre combiné au fer ; en le supposant à l'état de FeS^2 , on a perdu $\frac{8}{7} \times 0,56 = 0,64$ de soufre ; en ajoutant les 0,13 restés dans les cendres, on a un total de 0,77. Le charbon contenait 0,96 ; la différence, soit 0,19, représente le soufre qui, dans la houille, n'était combiné avec aucune des matières contenues dans les cendres et qui s'est

volatilisé, soit pendant la carbonisation, soit pendant l'incinération.

La conclusion sera plus nette en prenant un charbon plus pur. Le D^r F. Muck (1) cite une houille contenant 2,48 p. % de cendres et 0,92 p. % de soufre. Les cendres contiennent :

Silice..	46,53 p. %
Alumine.....	42,90
Oxyde de fer.....	9,70 (fer 6,28)
Chaux, magnésie...	0,00
	99,13

La différence représente les alcalis, le soufre et le phosphore non dosés. Le fer métallique contenu dans le charbon est de 0,156 p. % susceptible de se combiner à l'état de FeS^2 avec 0,177 de soufre. Comme il n'y a ni chaux ni magnésie, le soufre, s'il en reste dans la cendre, ne peut qu'être combiné au fer ; par conséquent, en retranchant 0,177 du soufre total 0,92, on obtient le poids 0,743 représentant la proportion du soufre engagé dans une combinaison organique de la houille, comme il l'est dans les matières animales et dans un grand nombre de matières végétales, de graines notamment.

MM. Berthelot et André ont fait à ce sujet une intéressante communication à l'Académie des sciences le 19 janvier 1891. Ils ont étudié la proportion de soufre existant, soit à l'état de sulfate, soit à l'état organique, dans les diverses parties de certaines plantes, à différents degrés de croissance. Ils ont trouvé, pour les espèces étudiées, que le soufre se concentrait surtout dans les racines et les graines ; le soufre organique forme jusqu'aux $\frac{3}{4}$ du soufre total, et la proportion de soufre total varie de 0,3 à 1,2 p. % ; elle est donc tout à fait analogue à celle qu'on trouve dans la houille

(1) *Engineering*, déc. 1886.

et il paraît incontestable que le soufre existant dans la houille, soit à l'état organique, soit à l'état de pyrite, provient des plantes qui l'ont formée. D'après M. Muck, le jaune d'œuf contient 0,45 p. % de soufre et donne 8,83 p. % de coke contenant 0,49 p. % de soufre. La corne en contient 3,08 p. % et produit 14,4 p. % de coke, qui renferme 1,04 p. % de soufre. La proportion du soufre primitif qui reste dans le coke est donc, dans le premier cas, de 1/10 et dans le second de 1/20 seulement.

Le coke obtenu avec la houille dont nous avons donné l'analyse contenait 0,86 p. % de soufre, soit 67 p. % du soufre contenu primitivement dans la houille. Une grande partie du soufre reste donc dans le coke à l'état de combinaison avec le carbone. Il en est de même pour l'azote, comme nous le verrons plus loin (1).

Il est donc bien démontré que dans la houille le soufre existe plutôt à l'état de combinaison organique qu'à l'état de pyrite, et par conséquent que les procédés d'élimination du soufre basés sur l'action de certains gaz ou de vapeur d'eau sur la pyrite n'ont pas grande valeur. Quand les fours à parois chauffées sont venus remplacer les fours à boulanger, on leur a reproché de moins éliminer le soufre ; le même reproche a été fait aux fours à boulanger quand on les a substitués au vieux mode de carbonisation en tas. Dans ce dernier cas, le reproche n'était peut-être pas absolument dénué de fondement : dans la méthode employée par M. Rollet

(1) Nous citerons encore, comme preuve de l'état organique du soufre, les *cannel-coal* dont un échantillon analysé par Percy donne 59 p. % de coke, 2,22 de soufre et 2,4 seulement de cendres renfermant plus de moitié de leur poids de silice ; ce *cannel-coal* renferme donc au moins la moitié de son soufre à l'état organique.

pour doser le soufre dans un combustible, on soumet celui-ci au rouge à l'action d'un courant d'hydrogène humide, ou mélangé de $\frac{1}{4}$ d'acide carbonique, qui entraîne tout le soufre à l'état d'HS. Dans la carbonisation en tas, l'air traversait la masse du combustible, qui était ainsi soumis à un mélange de composition analogue à celui de M. Rollet, et il pouvait se produire un certain départ de soufre. Mais dans le procédé Rollet l'entraînement n'est total qu'avec l'incinération complète, le coke cuit en meules contenait donc encore du soufre, et l'élimination de cet élément n'était obtenue qu'au détriment du rendement et de la teneur en cendres.

Voici, d'après M. Frédéric Devey (1), l'analyse d'un certain nombre de cokes américains avec indication de la quantité de soufre et de matières volatiles de la houille qui a servi à les fabriquer :

CENDRES	SOUFRE	PHOSPHORE	SOUFRE de la houille	MATIÈRES volatiles
9,11	0,82	»	1,93	30,00
10,05	0,80	»	0,78	31,40
7,23	0,665	0,05	0,75	20,00
6,73	0,027	»	0,20	21,40
3,50	0,563	0,01	0,61	22,34
8,70	0,48	»	0,36	23,44
18,00	0,50	»	0,36	23,44

Les deux derniers sont un exemple de concentration dans le coke, par carbonisation accompagnée d'incinération partielle (les fours employés en Amérique sont des fours à boulanger), de soufre existant dans la houille à l'état de sulfure ou de sulfate, c'est-à-dire dans les cendres.

M. Mac Creath, un autre ingénieur américain, a

(1) *Institut américain des ingénieurs civils*, 1883.

analysé 25 échantillons de houille, ainsi que le coke fabriqué avec ces houilles ; il a trouvé dans les houilles une teneur moyenne en soufre de 2,138 p. % et dans les cokes une moyenne de 1,912 p. %. En admettant pour les houilles un rendement en coke de 70 p. %, on voit que sur la quantité de 2,138 de soufre existant dans la houille, il ne reste dans le coke que 1,30, c'est-à-dire que 40 p. % du soufre contenu dans la houille a disparu pendant la carbonisation.

Azote. Une partie de l'azote contenu dans la houille reste dans le coke dans un état de combinaison avec le carbone, qui n'est pas encore parfaitement défini.

M. William Foster a conclu de nombreuses analyses effectuées sur des houilles anglaises, que sur 100 parties d'azote contenues dans la houille, 48 à 66 restent dans le coke, 11 à 18 se volatilisent à l'état d'ammoniaque, 1,5 à 2 forment du cyanogène et 21 à 36 ne sont pas retrouvées dans les produits. L'azote ne finit par se dégager de la houille, à l'état de gaz, que pendant les derniers moments de la distillation, et il en reste d'autant moins dans le coke que celui-ci a été calciné à une température plus élevée. La quantité d'azote contenue dans le coke dépend donc et de la nature de la houille et de la température des fours. La houille contient généralement d'autant plus d'azote qu'elle contient plus de matières volatiles et d'oxygène. Voici l'analyse d'un charbon de l'Ohio, due au professeur Andrews (1878) et contenant une proportion très forte d'azote :

Eau.....	5,25 p. %
C.....	76
H.....	5,75
Az.....	2,15
O.....	9,53
S.....	0,75
Cendres.....	5,80

D'après les analyses de M. de Marsilly et de M. Scheurer-Kestner, la proportion d'azote est faible dans les houilles demi-grasses et surtout dans les houilles maigres du bassin franco-belge ; dans ces houilles, l'azote s'abaisse à 0,7 et même parfois à 0,4 p. % ; il n'en est pas de même en Angleterre où la houille maigre de Wolverhampton contient 1,84 p. % d'azote.

L'azote n'a d'autre inconvénient dans le coke que de diminuer son pouvoir calorifique ; il est généralement à une dose inférieure à 0,5 p. % ; la proportion la plus élevée a été trouvée dans un coke de Westphalie et égale à 0,90 p. %.

Le phosphore du coke passe presque en totalité dans la fonte, comme celui du minerai, la pureté du coke a donc une grande importance pour la fabrication des fontes destinées à être passées au Bessemer acide. La teneur en phosphore des houilles est très variable. M. Carnot (1) a fait au laboratoire de l'Ecole supérieure des mines l'analyse d'un grand nombre d'échantillons de houilles diverses, dans lesquelles on pouvait reconnaître la texture des plantes qui leur avaient donné naissance, et a cherché à établir une relation entre leur teneur en phosphore et la nature de ces plantes. Pour une même couche, il n'a pas trouvé de différences très grandes entre des plantes diverses ; il a cru seulement reconnaître que les houilles, renfermant un grand nombre de spores, telles que les cannel-coal, étaient beaucoup plus riches en phosphore. Phosphore.

Pratiquement, la quantité de phosphore contenue dans la houille d'une couche déterminée est sensiblement proportionnelle à sa teneur en cendres ; les cendres des parties très pures, à 1 p. % de cendres par exem-

(1) Comptes-rendus de l'Académie des Sciences, 1884.

ple, et celles des parties plus ou moins barrées intercalées dans la houille à l'état de filets très minces ou à l'état de nerfs plus ou moins épais, contiennent une proportion constante de phosphore. Ce métalloïde est à l'état de phosphate dans les cendres et se conserve intégralement dans les cendres du coke ; il n'y a aucune élimination pendant la carbonisation.

Voici les teneurs en phosphore de diverses houilles, d'après M. Carnot :

Houille de Commentry, échantillon à 10,5 p. %	
de cendres	0,00815
Houille de Commentry, échantillon à 3,8 p. % de	
cendres	0,003
Houille en masse de Commentry	0,00163
— — des Ferrières.	0,01385
Cannel-Coal de Commentry.....	0,042 - 0,039
— anglais.....	0,028 - 0,019

Aux Forges de Denain, on a fait, en 1883, une étude sur la teneur comparative des diverses houilles de la région ; on a trouvé que pour une couche donnée, exploitée en un point déterminé, la teneur en phosphore variait peu dans les cendres de la houille entre les teneurs en cendres de 6 à 15 p. % ; que pour une même couche cette teneur variait beaucoup avec la région dans laquelle se faisait l'exploitation et triplait par exemple en s'éloignant de 3 à 4 kilomètres. On n'a trouvé aucune relation entre la teneur en matières volatiles des houilles et leur phosphore, et dans le même faisceau de charbon gras se rencontraient des veines de teneur très différentes. A Anzin, la teneur en phosphore variait d'une veine à l'autre dans la proportion de 1 à 6, et l'ensemble des charbons demi-gras employés à la fabrication du coke contenait moitié moins de phosphore que les charbons gras. Voici la teneur en phosphore d'un certain nombre de charbons d'Anzin :

Saint-Marc	0,479 p. %
Renard	0,363 —
Davy	0,362 —
Turenne	0,360 —
Haveluy	0,213 —
Réussite	0,191 —
Lambraht	0,172 —
Rœulx	0,117 —
Hérin	0,073 —

Voici les teneurs en phosphore d'un certain nombre de houilles ou cokes :

	Cendres	Phosphore
Coke d'Anzin	10 %.	0,117 — 0,06 %
— de la Rhur	10	0,186
— Douchy	10	0,027
— Aniche	10	0,070
— Grand Bouillon (Belgique) ..	10	0,022
— Aubin	10	0,020
— Gaz de Firminy	12	0,016
— Roche-la-Molière	13	0,015
— Houillères de St-Etienne ..	13	0,023
— Montcel (Saint-Etienne) ..	10	0,080
Anthracite de Pensylvanie	10,43	0,049
— — — — —	5,29	0,035
Charbon $\frac{1}{2}$ gras de Pensylvanie ..	5,03	0,008
— autre — — — — —	4,94	traces.
Charbon du Martinet (Gard)	10,81	0,016
— Tréllys — — — — —	11,45	0,013

Nous y joindrons l'analyse complète des cendres des cokes suivants :

	Silice	Alumine	Chaux	Magnésie	Potasse	Soude	Fer	Soufre	Phosph.
Coke de la Grand'Combe.	51,5	24,4	7,8	2,0	2,6	0,6	10,4	1,66	0,13
— Tréllys	49,0	29,0	8,2	2,05	2,35	0,47	7,3	1,15	0,12
— Molières	48,0	26,0	14,6	3,70	non dosé	non dosé	7,3	1,01	0,16
— Aniche-Dechy	48,5	33,7	2,0	»	Id.	Id.	7,9	0,11	0,70
— Grand Bouillon	43,4	23,8	4,98	»	Id.	Id.	17,98	0,32	0,22
— Aubin	50	32	5,0	»	Id.	Id.	8,00	1,68	0,20
— Dowlais	24,18	20,8	9,4	9,7	Id.	Id.	16	3,50	0,12
— Id.	39,64	39,2	1,8	2,6	Id.	Id.	7,50	traces	1,30
Anthrac. de Pensylvanie.	43,70	39,3	5,7	3,0	Id.	Id.	6,00	»	»

Le soufre et le phosphore sont les deux éléments principaux qui doivent attirer l'attention des métallurgistes ; ils se trouvent dans la houille en proportion assez élevée pour exercer sur la qualité des produits une influence considérable. D'autres corps existent dans la houille et dans le coke et bien que la proportion constatée en soit faible, nous croyons utile de les signaler.

M. E. Jenseh (*Die Chemische Industrie*, vol. X) a analysé six variétés de charbons de la Haute Silésie employés dans diverses usines métallurgiques et contenant en moyenne 12,4 p. % de cendres. Il a déduit de la composition chimique des cendres le poids des divers éléments suivants contenus dans une tonne de houille :

Fer.....	17 ^k , 28
Manganèse.....	1 27
Zinc.....	0 56
Plomb.....	0 068
Cadmium.....	0 004
Soufre.....	6 08
Acide phosphorique.....	1 32

La production de houille dans la Haute Silésie étant de 12.734.000 tonnes, il en déduit que cette quantité totale contient les poids suivants des éléments ci-dessus :

Fer.....	220 tonnes.
Manganèse.....	16,17
Zinc.....	7,13
Plomb.....	0,86
Cadmium ..	0,05
Soufre.....	77,40
Acide phosphorique..	16,82

M. B. Platz (*Stahl und Eisen*, 1886) a examiné une série d'échantillons de charbons de Westphalie et de coke provenant de ces charbons, et il a trouvé que les cendres renfermaient en moyenne 0,032 p. % de cuivre. Il suppose que la totalité du cuivre passe dans la fonte

et il calcule qu'en supposant qu'une tonne de fonte exige pour sa production une tonne de coke, et en estimant à 10 p. % la teneur en cendres du coke, il en résulte que le coke introduit dans la fonte une quantité de cuivre égale à 0,0032 p. %.

M. Daubrée a trouvé des traces d'arsenic et d'antimoine dans la houille de Newcastle ; dans celle de Saarbruck, il y a 0,003 p. % d'arsenic et dans une variété qu'on trouve à Villé (Bas-Rhin) jusqu'à 0,0415 ; cette dernière contient en outre des traces d'antimoine et de cuivre. M. Mayençon, professeur de chimie à Saint-Etienne, a étudié les divers produits cristallisés qui se déposent par sublimation, soit dans les tas de schistes en feu, soit dans les incendies de houillères de la Loire. Il a trouvé des échantillons très volumineux de realgar et orpiment, de galène sublimée, en cubes et en trémies, de cuivre à l'état de chlorure et de sulfite, du bismuth, de l'antimoine, du zinc.

Le Dr Percy a trouvé des quantités appréciables de cuivre dans l'anthracite du pays de Galles et de la galène dans la houille d'Ecosse.

Les divers corps dont nous venons de parler restent en totalité ou en partie dans le coke et, si leur proportion était considérable, ils pourraient exercer une action très nuisible sur la qualité du fer ; les chiffres que nous venons de citer prouvent qu'heureusement ils n'existent pour ainsi dire qu'à l'état de traces et que leur influence est tout à fait insignifiante à côté de celle du soufre et du phosphore.

Nous allons passer en revue les différentes qualités de houille qui peuvent toutes être employées, soit pures, soit en mélange, pour la fabrication du coke. D'abord il est utile de bien définir les termes qu'on emploie :

Différentes
espèces
de houille.

dans le langage courant et industriel, on appelle *demi-gras* du charbon à 35 p. % de matières volatiles dans le bassin de Decazeville, du charbon à 19 p. % dans la Loire et du charbon à 14 p. % dans le Nord, bien que les qualités de ces trois charbons soient absolument différentes. Ensuite quelques détails sur la composition des houilles et leur pouvoir calorifique nous seront d'une grande utilité dans le cours de cette étude.

Les différences de qualités des houilles s'estiment par leur rendement en matières volatiles. Dans les laboratoires industriels, on calcine pour cela 5 ou 10 grammes du combustible à essayer, préalablement desséché à 100° et finement pulvérisé, dans un creuset en platine ou en porcelaine surmonté d'un couvercle. Quand on fait un grand nombre d'essais journaliers, le platine est préférable; un creuset peut faire plus de 1.000 opérations, tandis que la porcelaine se casse au bout de trois ou quatre essais et, en somme, le platine revient beaucoup moins cher. Le creuset est placé dans un moufle chauffé au rouge vif et servant également à faire les incinérations; on l'avance progressivement vers le fond, de façon à éviter des explosions dans le cas de charbons gras ou des entraînements de poussière pour l'anthracite; la calcination est terminée à haute température et doit être continuée dix minutes après la cessation de la flamme. Bien qu'on soit dans une atmosphère oxydante, le coke une fois formé ne brûle pas dans le creuset; il est suffisamment protégé par le couvercle. On pèse le culot de coke ou le résidu après refroidissement.

Ce procédé donne des résultats plus rapides et plus comparables que celui employé autrefois, et qui consistait à faire la calcination au four à vent, en mettant le premier creuset renfermant le combustible à essayer

dans un second creuset plus grand avec charbon de bois interposé pour éviter l'oxydation. Le rendement en coke varie un peu, pour un même charbon, suivant la température à laquelle on opère et suivant que le chauffage a été lent ou vif. Au moufle, on obtient des résultats plus comparables et se rapprochant davantage du rendement en grand dans les fours.

On peut distinguer six espèces de houilles :

1° Les houilles sèches à longue flamme, qui donnent au creuset un coke pulvérulent. Elles renferment de 75 à 80 de carbone, 5 à 5,5 d'hydrogène, 15 à 20 d'oxygène et azote. Par la distillation dans une petite cornue, elles donnent 55 à 62 de coke, 10 de goudron, 5 à 10 d'eau ammoniacale et 15 à 20 d'un gaz moins éclairant que celui donné par la qualité suivante.

Ces houilles ont une cassure compacte, un éclat peu vif, une poussière tirant sur le brun ; elles sont dures et donnent peu de menu. Leur densité est de 1,25 à 1,28. On les trouve à Blanzey ; elles ont un développement considérable dans le bassin de Glasgow. Au commencement du siècle, on les transformait en coke par le procédé de la carbonisation en meules ; comme elles ne s'agglomèrent pas, on n'employait que de gros morceaux qui gardaient leur forme et donnaient un coke assez peu résistant. On les emploie actuellement beaucoup en Ecosse à l'état cru dans les hauts-fourneaux et c'est ce qui explique comment on recueille dans les gaz du gueulard du goudron et de l'ammoniaque.

2° Houilles grasses à longue flamme, qui donnent un coke bien aggloméré et très boursouflé. Elles contiennent de 80 à 85 de carbone, 5 à 5,5 d'hydrogène, 10 à 15 d'oxygène. Elles donnent à la distillation 62 à 70 de coke, 8 à 10 de goudron, 6 à 8 d'eau ammonia-

cale et 18 à 19 de gaz très éclairant. Ces houilles conviennent particulièrement pour la fabrication du gaz d'éclairage ; elles portent en Belgique la qualification de Flénus, du nom d'une concession du bassin de Mons qui les renferme en abondance. Ces houilles sont propres à la fabrication du coke métallurgique, mais le rendement est très faible et la dureté du coke est moindre qu'avec les qualités suivantes.

3° Houilles grasses marécales renfermant de 85 à 90 de carbone, 5 à 5,5 d'hydrogène, 5 à 10 d'oxygène. A la distillation, on obtient 70 à 76 de coke, 6 à 8 de goudron, 4 à 6 d'eau ammoniacale et 15 de gaz un peu moins éclairant que celui des houilles à longue flamme. Elles donnent de bon coke, mais avec un rendement assez faible ; ce sont elles qui sont surtout employées en Angleterre et en Amérique pour la carbonisation au four à boulanger. Ces houilles sont moins dures, plus friables, d'une structure plus schisteuse que les précédentes et d'un éclat très vif. Elles conviennent particulièrement pour la forge, par leur propriété de s'agglomérer et de former le pont sur les pièces à chauffer, ainsi que par la chaleur intense qu'elles dégagent.

4° Les houilles grasses à courte flamme contiennent de 90 à 91 de carbone, 5 à 4,8 d'hydrogène, 4 à 4,5 d'oxygène ; elles donnent à la distillation 74 à 81 de coke, 4 à 7 de goudron, 5 à 6 d'eau ammoniacale. Ce sont par excellence les houilles à coke ; elles donnent un produit dur, sonore, résistant et un bon rendement. Les qualités les plus grasses conviennent pour les fours en 48 heures qui donnent de plus gros morceaux ; les moins grasses doivent être carbonisées en 24 heures, et peu de temps après leur extraction de la mine, car par leur altération à l'air elles perdent la faculté de donner un coke bien aggloméré.

5° Houilles demi-grasses ; donnent un coke simple-

ment fritté, peu résistant et ne peuvent être employées seules à la fabrication du coke. Leur production s'est considérablement développée depuis 20 ans dans le bassin franco-belge ; c'est par excellence le combustible pour chaudières à vapeur ; elles brûlent bien et sans fumée. On les trouve dans le bassin de Cardiff, qui est si apprécié par la navigation à vapeur. Elles contiennent en général de 4 à 5 d'hydrogène et une quantité très variable d'oxygène : de 2 à 11 p. % ; mais en moyenne elles contiennent un peu moins d'oxygène que les houilles grasses à courtes flammes ; elles donnent de 82 à 86 de coke ; avec ce dernier chiffre, le coke est en partie pulvérulent. Elles donnent à la distillation de 1 à 2 de goudron et un peu d'eau ammoniacale. Leur gaz est très peu éclairant et composé en grande partie d'hydrogène. Elles ne sont pas susceptibles de donner à elles seules du coke, mais on les emploie beaucoup, dans le Nord de la France et en Belgique, en mélange avec des houilles plus grasses.

6° Enfin les houilles maigres ou anthracites contiennent de 92 à 95 de carbone, 2,5 à 4 d'hydrogène, 2,5 à 3 d'oxygène. Elles ne donnent plus du tout de goudron et très peu d'eau ammoniacale ; elles conservent leur forme et leur aspect brillant après la calcination ; il n'y a aucune trace d'agglutination des morceaux. Leur densité varie de 1,31 à 1,35 ; elles sont souvent très friables et donnent beaucoup de menu. Certaines qualités d'anthracite décrépitent au feu et sont d'une combustion très difficile. On les emploie à l'état cru dans les hauts-fourneaux du pays de Galles et en Amérique surtout, où, jusqu'en 1875, tous les hauts-fourneaux marchaient à l'anthracite. Elles sont employées au Creusot, dans le bassin franco-belge et en Allemagne en mélange avec les houilles grasses pour la fabrication du coke ; elles fournissent ainsi un coke

très dense, d'un mauvais aspect, mais qui peut être d'un excellent usage si le dosage est convenable ; au Creusot et, avec les fours Luhrman, en Westphalie, on a employé jusqu'à 50 p. % d'anthracite.

Les charbons maigres fournissent à la calcination de 88 à 95 de coke. Voici, à titre de renseignement, l'analyse des gaz donnés par différentes qualités de charbon, d'après M. de Marsilly.

NATURE DE LA HOUILLE	Cie d'Anzin FOSSÉS	VOLUME de gaz par kil. de houille	Composition de 100 parties de gaz			
			C ⁴ H ⁴	C ² H ⁴	CO	H
Grasse à longue flamme.	Renard	273 litres	0,70	40,50	13,50	45,30
Grasse maréchale.....	Réussite	272 —	0,90	28,80	10,20	60,10
Demi-grasse.....	Saint-Louis	298 —	traces	23,20	6,40	70,40
Maigre	Fresnes	214 —	»	13,17	4,97	81,27

On est assez surpris, au premier abord, en voyant que le rendement de gaz en volume reste presque constant ; mais le rendement en poids baisse très sensiblement quand on passe d'une qualité de houille à la suivante, la densité du gaz allant en diminuant et devenant extrêmement faible pour la houille maigre.

Pouvoir
calorifique
des houilles
et
des cokes.

Il est assez difficile de préciser d'une façon générale le pouvoir calorifique de chacune des espèces de houille dont nous venons de parler. Il n'y a pas de rapport bien déterminé entre la composition élémentaire d'une houille, son rendement en coke et son pouvoir calorifique. Deux houilles ayant même composition chimique auront des propriétés bien différentes ; nous rappellerons l'exemple souvent cité de l'anthracite du Creusot, donnant au creuset 80,4 p. % de résidu non aggloméré, et la houille à coke de Ronchamp, qui donne 73 p. % d'un coke très solide. Or, ces deux

houilles ont à peu de chose près la même composition chimique :

	C	H	O+Az	Pouvoir calorifique.
Houille du puits Chaptal, au Creusot.....	88,48	4,41	7,11	9.622
Houille gr. à coke de Ronchamp	88,32	4,78	6,89	9.077

On voit la différence qui existe entre les pouvoirs calorifiques.

Dans un mémoire publié en 1874 dans les *Annales des Mines*, M. Gruner donnait, d'après les essais de Regnault et les premières expériences calorimétriques de M. Scheurer-Kestner, les valeurs suivantes pour le pouvoir calorifique des différentes espèces de houille :

Houilles sèches à longue flamme	8.000	8.500
— grasses à gaz	8.500	8.800
— maréchaux.....	8.800	9.300
— grasses à coke.....	9.300	9.600
— maigre et demi-grasse confondues.	9.200	9.500

D'après ce tableau, le maximum se trouvait dans les houilles grasses à coke.

La Société industrielle de Mulhouse a fait de nombreuses études sur le pouvoir calorifique des houilles, études que M. Mène résumait, en 1883, en donnant, comme résultant de l'essai de 146 échantillons divers, les chiffres suivants pour le pouvoir calorifique moyen :

Houilles grasses	9.152
— demi-grasses.....	8.973
— maigres.....	8.725

Enfin, M. Scheurer-Kestner a présenté, en 1888, à l'Académie des sciences un mémoire sur cette question; avant de donner ses conclusions, nous rappellerons les divers moyens proposés pour déterminer ou calculer le pouvoir calorifique des houilles.

On a d'abord admis que l'oxygène contenu dans la houille était déjà combiné avec les éléments combus-

tibles, et Dulong a proposé de calculer le pouvoir calorifique d'après la formule suivante :

$$P = 8.080 C + 34.462 \left(H - \frac{O}{8} \right)$$

dans laquelle C, H et O représentent les poids de carbone, d'hydrogène et d'oxygène existant dans un kilogramme de houille. Cette formule suppose tout l'oxygène combiné à l'hydrogène dans la houille à l'état naturel. 8.080 et 34.462 sont les pouvoirs calorifiques du charbon de bois et de l'hydrogène, avec condensation complète de l'eau produite.

Le chimiste Berthier imagina un moyen simple de déterminer le pouvoir calorifique, en partant toujours de la même hypothèse de tout l'oxygène combiné à l'hydrogène. Ce procédé, qui est encore souvent appliqué, consiste à chauffer le combustible finement pulvérisé et mélangé à de la litharge en excès, dans un creuset muni d'un couvercle et isolé autant que possible de toute atmosphère oxydante ou réductive. Le carbone et l'hydrogène, en excès sur l'oxygène, s'emparent de l'oxygène de la litharge pour former de l'eau et de l'acide carbonique. Ce procédé suppose que les éléments combustibles dégagent, par leur combinaison avec l'oxygène, une quantité de chaleur proportionnelle à la quantité d'oxygène qu'ils absorbent, ce qui n'est vrai qu'à la condition de prendre pour l'hydrogène un pouvoir calorifique de 24.500 au lieu de 34.462. En effet, 1 d'hydrogène se combine avec 8 d'oxygène, et 1 de carbone se combine avec $\frac{16}{6}$, soit 2,67 d'oxygène ; pour qu'il y ait proportionnalité entre les quantités d'oxygène absorbé et les pouvoirs calorifiques, il faut qu'on ait, x étant celui de l'hydrogène :

$$\frac{2,68}{8} = \frac{8,080}{x}, \quad \text{soit} \quad x = 24,500$$

Par le procédé Berthier, on déduit du poids p de plomb trouvé au fond du creuset le pouvoir calorifique par la formule :

$$P = 234 p$$

Ce procédé revient à calculer P par la formule suivante :

$$P = 8,080 C + 24,500 \left(H - \frac{O}{8} \right)$$

Le procédé Berthier est tout à fait approximatif et inexact ; il donne presque toujours des résultats inférieurs à ceux que donne l'expérience directe au calorimètre, et, d'après les analyses de M. Mène, la différence atteint souvent 15 p. % et même quelquefois 30 p. %. La formule de Dulong aussi donne le plus souvent un chiffre trop faible ; l'erreur varie de 5 p. % en trop à 18 p. % en moins.

M. Scheurer-Kestner avait proposé, il y a déjà longtemps, d'estimer le pouvoir calorifique d'après l'addition de celles des éléments, c'est-à-dire d'après la formule :

$$P = 8,080 C + 34,500 H$$

On a vérifié que dans bien des cas cette formule donnait encore des résultats trop faibles. M. Cornu, ingénieur en chef de l'Association des appareils à vapeur du Nord, a proposé de tenir compte du carbone qui se volatilise pendant la distillation et d'attribuer au carbone fixe, C' , le coefficient ordinaire et au carbone volatil, C'' , le coefficient 11,214, déduit de considérations théoriques sur le pouvoir calorifique des hydrocarbures. La formule de M. Cornut est la suivante :

$$Q = 8,080 C' + 11,214 C'' + 34,462 H$$

D'après les expériences de M. Scheurer-Kestner, cette formule est, de toutes celles que nous donnons, celle qui se rapproche le plus de la réalité; dans la plupart des cas, elle donne à 5 p. % près le pouvoir calorifique; mais il y a encore des anomalies, des houilles qui donnent des résultats inexplicables : ainsi nous citerons la houille grasse, à 23 p. % de matières volatiles, de la fosse Lebret, d'Anzin, qui au calorimètre Fabre et Silbermann a donné un pouvoir calorifique de 9.257, alors que la formule de M. Cornu n'accuse que 8.276, soit 11 p. % en moins.

M. Scheurer-Kestner a fait brûler de nombreux échantillons de houille dans le calorimètre; l'eau résultant de la combustion était condensée complètement, et pour obtenir le pouvoir calorifique sans condensation de l'eau, tel qu'il sert à calculer la température de combustion, et qui donne mieux la valeur industrielle du combustible, il faisait subir aux chiffres trouvés par expérience une correction. Le pouvoir calorifique de l'hydrogène sans condensation de l'eau est de 29.087 au lieu de 34.500, soit une différence de 5.413 calories. Il retranchait du chiffre trouvé le produit de la teneur en hydrogène par 5.413. De même dans les différentes formules que nous avons données, si on veut avoir la quantité de chaleur que dégage le combustible quand on laisse la vapeur se dégager à l'état gazeux, il faut remplacer le chiffre 34.500 par celui de 29.087.

Il résulte de l'ensemble des expériences de M. Scheurer-Kestner que, d'une façon générale, et si on prend les résultats bruts observés au calorimètre en condensant la vapeur d'eau produite par la combustion, les charbons gras dégagent plus de chaleur que les demi-gras et ceux-ci plus que les maigres. Si, au contraire, on prend les chaleurs observées au calorimètre, mais avec correction pour l'eau, les différences entre les résultats

donnés par les différentes natures de charbon s'effacent ; les houilles maigres paraissent donner les chiffres les plus élevés, mais, en somme, il n'y a pas de relation bien nette entre le pouvoir calorifique et la quantité de matières volatiles.

Nous donnons ci-après le tableau des expériences de M. Scheurer-Kestner ; les chiffres donnés pour la chaleur observée ont reçu la correction indiquée plus haut et représentent la chaleur dégagée sans condensation de la vapeur d'eau.

Aucune des formules que nous avons données pour calculer le pouvoir calorifique d'après la composition chimique ne tient compte du soufre, dont le pouvoir calorifique, avec formation de So^2 , est de 2.150 calories. Un chimiste allemand a dressé le tableau d'une vingtaine de houilles diverses et a montré que, même en tenant compte du soufre, la chaleur dégagée par la combustion est supérieure à la somme de la chaleur des éléments.

PROVENANCE DES CHARBONS	CARBONE			H	O	Chaleur de combustion (H=29.087°)					
	fixe	volatil	total			Az	S	observée	Addition de la chaleur des éléments	Dulong	Cornu
Ronchamp 1.....	72,57	17,39	89,96	5,09	4,95	9.163	9.049	8.909	9.576		
— 2.....	74,74	12,75	87,49	5,10	7,41	8.946	8.812	8.572	9.193		
— 3.....	71,44	15,99	87,43	4,56	8,01	9.081	8.663	8.403	9.159		
— 4.....	71,58	16,80	88,38	4,42	7,20	9.117	8.628	8.398	9.148		
— 5.....	78,81	10,28	89,09	5,09	5,82	9.130	8.653	8.527	8.973		
Saarbruck Duttweiler...	62,84	20,98	83,82	4,60	11,58	8.724	8.382	7.972	9.033		
— Altenwald...	63,15	19,59	83,14	4,73	12,51	8.633	8.333	7.893	8.940		
— Sulzbach.....	66,30	16,75	83,05	4,95	12,00	8.333	8.156	7.709	8.682		
— Heinitz.....	61,57	18,92	80,49	4,71	14,80	8.487	8.159	7.619	9.072		
— Von der Heydt	61,00	20,56	81,56	4,98	13,46	8.208	8.040	7.530	8.657		
— Friedrichsthal	58,44	20,53	78,97	4,67	16,36	8.457	8.015	7.405	8.650		
— Louisenthal..	56,15	20,72	76,87	4,68	18,45	8.215	7.787	7.357	8.422		
Anzin, fosse Lebrete ..	77,2	7,3	84,5	4,2	11,3	9.257	8.048	7.641	8.276		
— Lambrecht..	86,2	6,0	92,2	4,0	3,8	8.664	8.625	8.518	8.799		
Denain.....	70,36	13,58	83,94	4,43	11,63	9.050	8.070	7.570	8.298		
Anzin, Saint-Louis	82,2	1,8	84,0	3,7	11,6	8.460	7.861	7.441	7.916		
Aniche.....	84,8	4,6	89,4	4,0	6,6	8.522	8.376	8.159	8.512		
Bascoup 1.....	81,42	7,66	92,08	6,04	1,88	8.639	9.199	9.161	9.419		
Sart-les-Moulins 1.....	84,13	3,01	87,14	6,31	6,55	8.460	8.870	8.665	8.960		
Gilles-les-Charleroy.....	86,71	3,71	90,46	3,76	5,78	8.553	8.406	8.221	8.549		
Montceau Fontaine	82,71	0,57	83,28	3,98	12,74	8.499	7.889	7.459	7.908		
Bascoup 2.....	82,79	2,11	84,90	4,58	10,52	8.437	8.194	7.844	8.259		
Sart-les-Moulins 2.....	85,74	7,97	93,71	4,10	2,19	8.435	8.760	8.708	8.992		
Courrières.....	76,32	14,57	90,89	4,07	5,04	8.814	8.509	8.274	8.963		
Nœux fosse 1.....	79,75	3,21	82,96	3,42	13,62	8.790	7.694	7.234	7.773		
Dourges 1.....	78,60	13,15	91,76	3,13	5,12	8.726	8.320	8.170	8.725		
Courcelles-les-Lens.....	76,27	9,93	86,20	3,93	9,87	8.647	8.104	7.785	8.941		
Lens, fosse Douvrin.....	87,34	3,84	91,18	3,96	4,86	8.642	8.508	8.337	8.620		
Dourges 2.....	78,29	3,98	82,27	4,98	12,75	8.634	8.091	7.662	8.218		
— 3.....	75,74	6,01	81,75	5,41	12,84	8.562	8.174	7.754	8.357		
Lens, fines.....	72,25	14,30	86,55	3,81	9,62	8.446	8.103	7.784	8.544		
Meurchin.....	86,63	4,02	90,65	3,76	5,59	8.438	8.414	8.237	8.535		
Béthune.....	89,39	15,56	84,95	6,35	8,70	8.360	8.704	8.423	9.184		
Douvrin.....	86,48	1,07	87,55	3,77	8,68	8.340	8.167	7.876	8.267		
Creusot gras.....	80,42	8,06	88,48	4,41	7,11	9.626	8.431	8.164	8.671		
— mi-gras.....	79,49	10,58	90,07	4,10	5,83	9.425	8.469	8.253	8.786		
— maigre.....	84,12	6,67	90,79	4,24	4,97	9.263	8.570	8.384	8.768		
— anthracite.....	88,36	4,00	92,36	3,66	3,98	9.456	8.527	8.420	8.667		
Blanzv Montceau.....	48,75	29,83	78,58	5,13	16,19	8.325	7.870	7.270	8.764		
— anthraciteux.....	71,54	12,48	87,02	4,72	8,26	9.111	8.404	8.104	8.779		
Angleterre Bulf.....	82,01	9,07	91,08	3,83	5,09	8.780	8.473	8.284	8.743		
— Powel.....	87,35	5,14	92,49	4,04	3,47	8.949	8.649	8.520	8.801		
— Nixon.....	87,44	2,83	90,27	4,39	5,31	8.864	8.586	8.432	8.674		
Russie Groucheski.....	94,90	1,76	96,66	1,35	1,99	8.259	8.203	8.128	8.254		
— Miouki.....	81,70	9,75	91,45	4,50	4,05	8.695	8.698	8.548	8.989		
— Galoubasski.....	63,36	19,31	82,67	5,07	12,26	8.021	8.154	8.001	8.733		
Rhur Altendorf.....	83,87	6,05	89,92	4,18	5,90	9.111	8.480	8.229	8.895		

Description des divers procédés de carbonisation.

La carbonisation en plein air et par un procédé analogue à celui qui se pratiquait pour le bois a été le premier moyen employé pour la fabrication du coke. On a d'abord employé en Angleterre la houille sèche à longue flamme en gros morceaux ; on en faisait des tas ronds, en laissant une cheminée au centre ; l'air circulait facilement dans la masse et on obtenait du coke propre à être employé dans les hauts-fourneaux. On utilisa plus tard les menus de houille grasse, qui avaient moins de valeur que les gros morceaux et en s'agglomérant par la chaleur donnaient du coke de meilleure qualité que les houilles sèches. Nous n'insisterons pas sur ce procédé, qui n'a guère qu'un intérêt historique : les tas avaient 1 à 2 mètres de hauteur, ils étaient circulaires ou rectangulaires ; on laissait à la base des conduits pour l'arrivée de l'air, en plaçant dans le menu des rondins ou des caisses en bois autour desquels on tassait le charbon et qu'on retirait ensuite. Ces conduits aboutissaient à une ou plusieurs cheminées centrales ; la surface était recouverte de fraisil ou de cendres mouillées. La carbonisation durait plusieurs jours ; quand elle était complète, on procédait à l'extinction par étouffement ou par aspersion d'eau.

Carbonisation
en meules.

Ce procédé entraînait une main-d'œuvre considérable et le rendement était très faible ; de même que dans la carbonisation du bois, c'était aux dépens du carbone fixe que se faisait le chauffage de la masse ; une grande partie du charbon placé à la base des tas était convertie en cendres et le rendement était, dans les meilleures conditions, de 50 à 55 p. %.

Il était quelquefois bien moindre. D'après un mémoire publié par M. de Nailly en 1836, dans les *Annales des*

Mines, le rendement de la carbonisation à air libre n'était à cette époque au Creusot que de 38 p. %, et même quelquefois de 12 p. %. Il est probable que dans ce dernier cas le charbon était tout à fait trop maigre. M. de Nailly a pu obtenir du coke assez résistant en employant un mélange de $\frac{1}{3}$ d'anhracite et $\frac{2}{3}$ de houille grasse.

Stalles.

On a employé pendant longtemps en France, notamment dans le Gard et au Creusot, des bâches ou stalles rectangulaires composées de murs verticaux entre lesquels le charbon était accumulé. On pratiquait des conduits horizontaux et verticaux dans la masse. En Silésie et en Westphalie, ces stalles furent perfectionnées et portaient le nom de fours Schaumbourg. Le charbon y était toujours à découvert, mais les murs latéraux portaient une série de carreaux verticaux servant de cheminées et améliorant les conditions du chauffage. On ne laissait pas les gaz traverser la croûte supérieure de la masse ; l'allumage se faisait, comme toujours, par le bas ; une partie du charbon placé sur la sole brûlait, les goudrons se condensaient dans la partie supérieure, qui finissait par s'échauffer et par fournir des gaz qui servaient au chauffage de la masse. Le coke de la partie supérieure était très dense et très résistant ; le rendement était de 60 à 65 p. %. Ces fours contenaient de 18 à 20 tonnes.

La carbonisation en plein air fournissait encore en 1836 le tiers de la production de la Loire ; sur une production totale de 55.000 tonnes de coke, elle donnait 17.000 tonnes, le reste étant produit dans les fours à boulanger. Elle n'a complètement disparu qu'en 1855. On l'emploie encore à l'heure actuelle à l'étranger, notamment en Russie dans le bassin du Donetz : du charbon à 24 p. % de matières volatiles, carbonisé en

stalles, donne d'excellent coke avec un rendement de 60 p. %.

Le four à boulanger ne diffère du four à cuire le pain que par la présence au sommet de la voûte d'un orifice servant au chargement de la houille menue et à la sortie des flammes. La porte latérale sert à la sortie du coke et à l'introduction de l'air nécessaire à la combustion.

Four
à boulanger.

En 1855 il n'y avait plus dans la Loire que des fours à boulanger de différentes dimensions : ceux de 2^m,70 de diamètre recevaient une charge de 2.500 kil. de charbon et la durée de la cuisson était de quatre jours. Pour ceux de 3 mètres, la charge était de 4.000 kil. et la durée de cinq jours ; pour ceux de 4 mètres, la charge était de 8 à 10 tonnes et la durée de six à sept jours. La hauteur sous clef était de 1^m,30 à 2 mètres. Le rendement en coke était de 55 à 64, en général de 60 p. %, avec de la houille à 72 p. % de carbone fixe.

Les fours à boulanger sont disposés généralement en batteries les uns à côté des autres ; une petite voie ferrée placée sur leur plateforme sert à amener les wagonnets à fond conique, contenant la houille menue. Celle-ci est introduite dans le four dont on vient d'extraire le coke ; l'ouvrier l'étale horizontalement en couche dont l'épaisseur varie de 40 à 80 centimètres, suivant la charge ; il ferme la porte principale par une cloison en briques maçonnées avec de l'argile ordinaire, en laissant à la partie supérieure un petit orifice pour l'entrée de l'air, à un niveau plus élevé que la surface supérieure du charbon. Les parois du four sont généralement presque noires au moment du chargement ; le charbon cru le refroidit encore, la voûte seule reste chaude et chauffe la masse par rayonnement. La sole n'est pas chauffée par-dessous, elle est devenue presque froide. La masse s'échauffe peu à peu, les gaz commen-

cent à se dégager, ce n'est qu'au bout d'une heure qu'ils s'enflamment. Quand le four est trop froid, on est obligé de mettre le feu au charbon contre la porte pour activer le chauffage. Les gaz de la distillation brûlent dans l'espace vide compris entre la houille et la voûte, celle-ci est bientôt portée à une haute température et c'est son rayonnement, ainsi que le contact des flammes, qui sert à chauffer la masse. Le charbon est donc carbonisé par tranches horizontales successives, de haut en bas, le poids du coke formé pesant d'une façon continue sur la houille encore froide qui est au-dessous. Il se forme d'abord à la surface une couche de charbon boursouflé très poreux et léger qui, au défournement, se réduirait en cendre s'il n'était brûlé dans le four, ainsi du reste qu'une partie du bon coke formé ; on observe toujours une différence de 6 à 7 p. % entre le rendement pratique du four à boulanger et le rendement au creuset ; on perd donc environ 10 p. % du coke produit. Les gaz traversent avant de s'enflammer le coke incandescent de la partie supérieure, y déposent une partie de leur carbone et contribuent à la formation d'un coke dense et d'excellente qualité. Le coke se forme en aiguilles verticales, de la hauteur de la charge, et d'autant plus minces que le four est plus chaud et le charbon plus gras. Au bout d'un temps plus ou moins long, tout dégagement cesse, la chaleur rouge ayant descendu jusqu'à la sole du four ; l'opération est terminée, il reste à défourner le coke. On fait l'extinction de deux façons : par étouffement dans le four même, en bouchant hermétiquement toutes les issues ; au bout de 12 heures, la température est assez basse pour qu'on puisse sortir le coke sans qu'il se rallume à l'air ; on l'extrait du four à l'aide de crochets en fer. On peut activer l'extinction en introduisant dans le four une petite quantité d'eau : si l'eau n'est pas en excès

et s'évapore entièrement, on obtient un coke d'un aspect métallique, de couleur claire. Ordinairement on fait une extinction rapide, pour gagner du temps : pour cela, on ouvre la porte et on arrose le coke assez abondamment pour qu'on puisse le défourner tout de suite. Quelle que soit la façon de procéder, le four reste toujours vide pendant quelque temps et se refroidit, tout en gardant assez de chaleur pour l'opération qui suit. Si on enfournait à trop haute température, la proportion de coke boursoufflé augmenterait, le coke serait en aiguilles trop minces et trop fragiles. La charge, la durée de l'opération influent également sur la qualité du coke : pour avoir un coke dur, il faut une forte charge, en couche épaisse, et une cuisson lente. Avec une épaisseur trop faible de houille, c'est en vain qu'on ferait durer plus longtemps la cuisson, on n'obtiendrait jamais un coke aussi dur qu'avec de fortes charges. Il y a cependant une limite et on obtiendrait également de mauvais résultats et une cuisson imparfaite par une marche trop lente.

M. de Marsilly a fait, en 1849, sur les fours de l'Agrape (Belgique) divers essais sur l'influence de la charge et de la durée de la cuisson, sur la qualité du coke, qui était destiné au chauffage des locomotives. Les fours de l'Agrape étaient de deux dimensions. Les plus petits, de forme ovale, avaient 3 mètres $\times$ 2^m,50 et 1^m,25 de hauteur sous clef. L'extinction du coke se faisait par étouffement dans le four, sans eau, opération d'une durée de 12 heures. On fit les essais suivants :

Cuisson en 24 h.	charge de houille....	27 hect.	Epaisseur de la charge....	46 cent.
— 36 h.	—	30 —	—	51 —
— 48 h.	—	32 —	—	54 —

Le coke en 24 heures brûlait plus vite dans les locomotives, était moins dense et moins dur, donnait plus de déchet au défournement.

Le coke en 36 heures était plus dur; celui en 48 heures l'était encore davantage et brûlait moins facilement.

La cuisson en 60,72 et 96 heures n'a pas donné de meilleur coke qu'en 48 heures. Avec 96 heures, le four se refroidissait par trop et on n'aurait pu maintenir cette allure.

D'autres fours plus grands, également ovales, avaient 5^m,50 × 2,50 et 1^m,50 de hauteur. (Prix de ces fours, 2.000 francs.) On procéda de la façon suivante :

Cuisson en	charge..	40	haut. de la charge...	37 cent.
— 24 h.	—	70	—	64
— 48 h.	—	80	—	74
— 72 h.	—	100	—	76

Le coke en 24 heures était moins dur que celui en 48 heures; le déchet au chargement était de 3 à 4 p. %. Le coke en 48 heures était un peu moins dur que celui en 72 heures, mais la différence était assez faible. Le coke en 96 heures n'était pas meilleur; le rendement en coke était supérieur de 2 à 3 p. % au rendement avec charge réduite et marche en 24 heures. Un essai en 120 heures n'a pas donné de meilleurs résultats qu'avec 96 heures de cuisson.

Les fours à boulanger sont maintenant en bien petit nombre en France; en Angleterre, et surtout en Amérique, ils sont employés d'une façon presque exclusive, soit par suite du bas prix de la houille même, qui fait qu'on est moins regardant sur le rendement des fours, soit parce qu'on tient avant tout à la qualité du coke et que ce four, bien conduit et alimenté avec du bon charbon, donne des produits de première marque. Il est cependant probable qu'ils finiront par être

remplacés par les fours à parois chauffées, qui, avec les mêmes charbons, donnent un meilleur rendement et un coke aussi dense et en morceaux plus volumineux.

En Allemagne, il existe des installations assez importantes, à Shamrock (Westphalie) notamment, où une batterie est alimentée par le gigantesque lavoir de cet établissement. On charge dans les fours une véritable boue, provenant du broyage du charbon lavé dans un broyeur Carr de 2 mètres de diamètre et tournant à la vitesse de 400 tours par minute. Le coke obtenu renferme 4 à 5 p. % de cendres ; il est admirable de résistance et d'aspect, comme du reste la plupart des cokes fabriqués dans cette région.

En Angleterre et en Allemagne, le four à boulanger a sa voûte apparente, ce qui lui a fait donner le nom de four à ruche (*beehive oven*). La voie de chargement est portée par de petits murs verticaux placés entre deux fours consécutifs. En Angleterre, les fours belges et les fours Carvès ont pénétré dans quelques districts, mais en Amérique, le four à ruche est seul maître du terrain.

Il en existe 16.000 dans la région de Connesville, en Pensylvanie, répartis dans 18 centres de fabrication dont le plus important est l'établissement Standard de la *Frick coke Co*, qui comporte 905 fours. Ils sont établis sur rangées simples ou adossées, ont de 3^m,20 à 3^m,70 de diamètre et 1^m,50 à 2^m,10 de hauteur. L'orifice de chargement a 33 centimètres de diamètre, la porte 90 centimètres × 90 centimètres ; on la ferme par une cloison en briques. La houille est à l'état menu, non lavée ; elle contient en moyenne 30 p. % de matières volatiles, 59,62 p. % de carbone fixe, 0,78 de soufre et 8,23 de cendres. La charge est de 44 hectolitres et occupe dans le four une hauteur de 75 centimètres. La

cuisson se fait en 48 heures pour coke de hauts-fourneaux, en 72 heures pour les cubilots. Le rendement atteint le chiffre très élevé de 65 p. %, ce qui est dû à plusieurs causes : on laisse pénétrer l'air par une large fente horizontale pratiquée à la partie supérieure de la porte, à 15 centimètres par conséquent au-dessus de la charge ; l'air entre dans le four avec une faible vitesse, en léchant la voûte ; l'espace laissé libre au-dessus de la charge est considérable, les gaz s'y déplacent lentement, il est probable que l'admission d'air est insuffisante pour la combustion complète des gaz et que l'atmosphère est peu oxydante ; comme il y a beaucoup de matières volatiles, il n'est pas nécessaire d'arriver à une combustion complète, la température se maintient sans cela. L'extinction se fait dans le four en bouchant tout et en introduisant de l'eau sous pression par un ajutage de 2 centimètres de diamètre ; on défourne au crochet dès que le coke est noir. Le coke contient 89,58 de carbone fixe, 0,46 de matières volatiles, 0,03 d'eau, 0,82 de soufre et 9,11 de cendres. Sa densité absolue est 1,89 ; il renferme 50 p. % de cellules ; sa densité apparente est donc de 0,94.

On couvre quelquefois la surface de la charge de cendres pour empêcher la combustion du coke.

Four
Maurice.

M. Maurice, ingénieur aux mines de Brassac, a fait breveter, en 1854, une disposition du four à boulanger qui améliore le rendement. Elle consiste à fermer complètement la porte et à introduire l'air par une série d'orifices placés sur toute la circonférence du four, pratiqués dans des briques spéciales et disposés à une assez grande hauteur au-dessus de la charge et de façon que les filets d'air prennent, dès leur entrée dans le four, une direction ascendante, en rasant la

voûte. Des fours Maurice ont été construits à Saint-Etienne, à Brassac et à Rive-de-Gier, en 1855; on y a constaté une amélioration de rendement de 3 à 4 p. %. Ils ne se sont pas répandus davantage parce que les fours belges commençaient à se répandre à cette époque et devaient l'emporter, soit par les frais de main-d'œuvre plus réduits, soit par leur rendement sur le four à boulanger même muni du perfectionnement de M. Maurice.

La même idée a été reprise, vers 1874, par M. Aitken, qui a fait appliquer son procédé aux fours construits aux Forges d'Almond, près de Falkirk, dans le Nord de l'Angleterre.

Il consiste à insuffler mécaniquement de l'air froid ou chaud sous la voûte du four à boulanger, pour obtenir une température plus élevée et hâter l'opération. Pour introduire cet air, un tuyau en fonte règne autour de l'extérieur du four et porte des tubulures rapprochées placées dans des briques de forme spéciale, subdivisant le courant en minces filets. D'après les expériences de l'inventeur, l'application du vent forcé aurait permis de carboniser en 62 heures une charge de 3.245 kilog. qui, par les procédés ordinaires, aurait demandé 80 heures, et le rendement se serait notablement amélioré. M. Aitken voyait dans son procédé plusieurs avantages : utilisation plus facile des flammes perdues, qu'on peut diriger où on veut sans avoir besoin du tirage d'une cheminée, carbonisation de houilles maigres en employant de l'air chaud; enfin condensation des goudrons; le vent forcé maintenant le four en pression, il est facile de recueillir les gaz à la sole, sans aspiration, au moyen de tuyaux aboutissant à des ouvertures convenablement ménagées. Cette dernière idée a été reprise d'une façon plus complète par M. Jameson, comme nous le verrons plus loin.

Fours Baum
et Adam.

Signalons encore comme perfectionnement apporté aux fours à boulanger ceux établis à Shamrock par M. Baum avec sole mobile permettant un défournement plus facile et l'extinction du coke à air libre. M. Adam a repris la même idée en Amérique et établi des fours à fond mobile, permettant de réduire à un quart d'heure la durée du déchargement et du chargement, qui est infiniment plus longue dans le four ordinaire, et de carboniser en 24 heures. Un des avantages du four à boulanger est sa simplicité et son prix d'installation peu élevé; si on le complique, on lui ôte toute raison d'être. Il est du reste peu probable qu'on construise de nouveaux fours à boulanger dans l'Europe continentale.

On n'obtient de bon coke dans ces fours qu'avec du charbon assez gras. M. de Marsilly cite pourtant, en 1849, la houille à 18 p. % de matières volatiles et 1 1/2 p. % de cendres de la fosse n° 4 de Sars-Lonchamps comme servant à la fabrication de coke au four à boulanger; mais pour avoir de bons produits, il faut une houille à 24 p. % au moins de matières volatiles; avec une teneur inférieure, la chaleur produite par la combustion des gaz est insuffisante; on est obligé de brûler une plus grande partie du coke et le rendement définitif n'est pas plus élevé qu'avec des charbons très gazeux. Avec des charges considérables, la partie inférieure est chauffée trop lentement et a une température trop peu élevée, le chauffage se faisant à travers une couche épaisse de coke; ce chauffage trop lent donne de mauvais résultats avec les houilles se rapprochant des houilles sèches à longue flamme et surtout avec celles voisines du demi-gras, qui demandent à être saisies brusquement par la chaleur et qui se dénaturent par une exposition prolongée à l'air. Pour les houilles contenant moins de 24 p. % de matières volatiles, l'emploi des fours à parois chauffées

s'impose absolument et permet d'obtenir un bien meilleur rendement et un coke de meilleure qualité.

Un autre inconvénient des fours à boulanger, c'est d'exiger une main-d'œuvre plus considérable que les fours à défournement mécanique : en Angleterre, la main-d'œuvre s'élève avec ces fours à 1 sch. 3 p., soit 1 fr. 55 par tonne de coke, alors qu'elle n'est que de 1 fr. 10 avec les fours Appolt ou Coppée.

Ces fours ont généralement la forme d'un prisme rectangulaire. On donne le nom de four belge à tous ceux dont la plus grande dimension est horizontale. C'est en Belgique que les fours à parois chauffées ont pris naissance, dès l'année 1842 : on vit éclore successivement les fours Brunfaut, Lambert et Dupret, Fromont, Gendebien, Dulait, Smet, se rapprochant tous plus ou moins du four Smet dont la caractéristique est la disposition horizontale des carneaux de chauffage. Les fours Smet furent introduits en France et dans la Rhur en 1850 ; dans ce dernier district, on construisit à la même époque des fours François-Rexroth, avec carneaux verticaux dans les piédroits. Les fours Coppée, également à carneaux verticaux, sont à peu près de la même époque. M. Coppée n'est pas l'inventeur des fours à carneaux verticaux, mais ce type de fours a été perfectionné à différentes reprises par lui et par son fils et à l'heure actuelle, de tous les fours dont nous venons de citer les noms, on n'a guère conservé que les Smet et les Coppée ; on appelle fours Smet tous les fours à carneaux horizontaux, et fours Coppée tous ceux à carneaux verticaux.

Four à parois
chauffées.

Les FIG. 1 et 2, PL. VIII, représentent le four Smet du Creusot.

Four Smet.

Le charbon est introduit par deux ou trois orifices pratiqués dans la voûte et fermés par des plaques de fonte.

Le four est fermé à chaque extrémité par des portes en fonte garnies de briques réfractaires ; l'une d'elles sert à laisser sortir le gâteau de coke, l'autre au passage du repoussoir à vapeur qui opère le défournement. A la partie supérieure de ces portes est un guichet permettant aux ouvriers d'égaliser la charge avec des rables ou rasettes dont la tige, en fer de 20 millimètres de diamètre, a une longueur égale à la moitié de celle du four. Le charbon est chargé dans les fours aussitôt après le défournement ; dans les fours en 48 heures, on laisse les portes ouvertes jusqu'à ce que les parois soient sombres, pour obtenir un coke en plus gros morceaux.

L'air destiné à la combustion est introduit par un trou de 2 à 3 centimètres de diamètre pratiqué dans le haut de chaque porte ; la face supérieure de la charge est donc chauffée par contact direct des flammes, qui parcourent deux ou trois fois la longueur des piédroits et passent ensuite sous la sole. Chaque four chauffe une seule paroi et sa propre sole ; d'autres fois, il chauffe la sole du four voisin ; cette disposition est surtout utile dans les fours en 48 heures, pour uniformiser le chauffage du massif : on ne charge en effet que la moitié des fours chaque jour et le second jour, les fours donnent beaucoup moins de gaz et de chaleur que leurs voisins qui, avec la disposition indiquée, leur cèdent davantage de leur chaleur. Dans les premiers fours, chaque compartiment possédait une petite cheminée spéciale de 2 à 3 mètres de haut ; on avait ainsi un tirage parfaitement égal pour tous, mais on n'utilisait pas la chaleur du gaz. On remplaça d'abord ces cheminées par un carneau collecteur placé sur les fours même et aboutissant à une cheminée placée à l'extrémité. On place maintenant ce carneau sous le sol, généralement du côté de la défourneuse ; on évite ainsi

le refroidissement des gaz, qui peuvent être utilisés très complètement pour le chauffage des chaudières ; on peut facilement avoir des registres à chaque four pour uniformiser le tirage. Dans certaines installations, ce carneau collecteur est placé sous les fours même, vers le milieu de leur longueur ; cette disposition est mauvaise parce que la température qui règne dans ce carneau est extrêmement élevée, que souvent les briques les plus réfractaires y fondent et qu'il est impossible de les réparer si ce carneau n'est pas en dehors du massif ; de plus, la dilatation des briques du carneau tend à disloquer les fours et il est moins facile d'installer des registres pour régulariser le tirage de chaque four. Ces registres sont indispensables, car les fours placés dans le voisinage de la cheminée tirent beaucoup plus que les autres ; leur registre doit être fermé en partie. Ces registres sont formés d'une dalle réfractaire posée à plat sur une couverture (de 30/20, par exemple) et qu'on manœuvre avec un crochet. Dans les fours très chauds, il faut avoir soin de les manœuvrer de temps à autre, sans quoi elles se soudent sur leur siège et il devient impossible de les déplacer.

Par suite de l'introduction directe de l'air dans le four, une partie du coke brûle, surtout dans le voisinage des portes, ce qu'on constate facilement en voyant la couche de cendres qui s'y forme ; le rendement est toujours diminué de ce chef de 3 ou 4 unités et même quelquefois davantage. Dans certains fours, on introduit de l'air dans le carneau supérieur par un petit orifice pratiqué dans le piédroit ; on évite ainsi de brûler du coke, mais cette disposition n'est possible qu'avec des charbons suffisamment gazeux, car elle tend à refroidir le four, le chauffage ne se faisant plus que sur trois faces et l'introduction d'un excès d'air étant difficile à éviter.

L'épaisseur des briques formant les parois latérales est de 9 à 15 centimètres ; ces briques sont de dimensions variables ; les fours sont d'autant plus solides que les blocs sont plus volumineux, mais le prix des matériaux augmente également avec leurs dimensions. A La Péronnière (Loire), on a employé des briques en forme de gouttière, la réunion de deux briques formant un carneau ; les blocs avaient jusqu'à 1 mètre de longueur et coûtaient, en 1873, 65 francs la tonne, alors que la brique réfractaire ordinaire coûtait 37 fr. 50. Ces briques spéciales permettent de réduire l'épaisseur des parois ; mais il n'y a pas là un bien grand avantage au point de vue du chauffage, qui doit être énergique, surtout vers la fin de la carbonisation ; la chaleur doit se transmettre alors, non seulement à travers la brique des parois, mais à travers le coke déjà formé, et une variation de quelques centimètres dans l'épaisseur des briques est insignifiante à côté de l'épaisseur totale que la chaleur doit traverser.

Les briques qui forment la sole sont toujours de grandes dalles posées à plat ; elles doivent résister au frottement du coke pendant le défournement et être en matière de première qualité.

Les orifices par lesquels la flamme passe du four lui-même dans le carneau supérieur tendent à se dégrader et se fondre, tant par l'action de la chaleur que par l'effet des cendres entraînées par le courant, surtout quand elles sont ferrugineuses ; quand cet inconvénient se présente, on en répartit plusieurs sur la longueur du four, ce qui est moins bon au point de vue de la répartition de la chaleur, mais ne présente pas en pratique de bien grave inconvénient.

Les parois des fours Smet, surtout quand leur hauteur dépasse 1^m,20, ne présentent pas une bien grande solidité et résistent mal soit à la poussée du charbon, avec

des charbons très gras et gonflant facilement, soit à l'effort de la défourneuse, quand le coke se brise et s'arc-boute dans le four, ce qui arrive toujours de temps à autre. Leur résistance est suffisante pour des fours recevant 2.000 à 3.000 kil. de houille, mais les carnaux verticaux sont préférables pour les charges de 4.000 à 7.000 kil.

Quel que soit le système de construction des piédroits, on augmente considérablement leur stabilité en augmentant l'épaisseur de la voûte et en la chargeant d'un remplissage de briques cassées ou même de terre, recouvert par le dallage de la plateforme. On charge ainsi les piédroits d'un poids considérable et on augmente leur résistance bien plus facilement qu'on ne peut le faire par une augmentation d'épaisseur. Leur résistance au renversement est proportionnelle d'abord à leur largeur et ensuite à leur poids augmenté de la surcharge.

Cet artifice de surcharges placées au sommet de supports grêles a été employé sur une vaste échelle par les architectes du xiii^e siècle, qui couronnaient leurs contre-forts de pinacles et de clochetons dont le rôle n'était autre que de permettre à un frêle pilier de maçonnerie de supporter l'effort oblique d'une voûte ou d'un arc-boutant. Une application plus modeste du même principe doit se faire dans les fours, et nous en avons vu qui donnaient lieu à des réparations renouvelées parce que la voûte était trop mince et que les piédroits n'étaient pas assez chargés.

Voici le tableau des dimensions d'un certain nombre de fours Smet :

	DURÉE de la cuisson	Largeur	HAUTEUR	Longueur	CHARGE de bouille	RENDEMENT	
						théorique	pratique
Houillères de St-Etienne.	48 ^h	70	1,70	6	4.000 ^k	75	73
Mines de Firminy... .	id.	80	1,65	7,20	4.400	72	70,5
Anzin... .	id.	60	1,15	6	2.500	75	70
La Péronnière.....	id.	67	1,25	6	4.000	76	72
Rhur.....	id.	66 à 94	1,44—1,54	7 à 8	4 à 5.000	73—76	70—74
Espérance (Marihaye)...	id.	65	1,70	9,50	7.600	80	79
Anzin.....	24	50	1,10	7	1.600	78	74
Creusot	id.	46	2	6,30	3.000	80	75
Comberigol (Loire)....	id.	47	2	7	3.000	80	75

Les premiers fours du Creusot ont été construits en 1857; leur nombre est actuellement de 192. On y emploie un mélange d'anhracite du Creusot à 10 ou 12 p. % de matières volatiles, et tout à fait incapable de s'agglomérer au creuset, et de houille grasse de Saint-Etienne à 26 ou 28 p. % de matières volatiles. D'après le « Traité de Métallurgie » de Percy, on aurait employé jusqu'à 45 p. % d'anhracite, en obtenant un rendement de 73 p. % en gros coke. A une certaine époque on employait 40 p. % d'anhracite, 40 p. % de Saint-Etienne et 20 p. % de houille moins grasse de Brassac.

A Comberigol, on employait un mélange de 50 p. % de houille maigre à 14 p. % de matières volatiles et 50 p. % de charbon gras de Saint-Etienne.

Les largeurs des fours indiquées ci-dessus sont les largeurs moyennes; les fours vont en s'évasant du côté de la sortie du coke pour faciliter le défournement. L'augmentation de largeur est en général de 5 centimètres; elle varie de 3 à 8. Dans les petits fours, on peut supprimer ce fruit quand le charbon fait son retrait régulièrement, en gros morceaux, et n'adhère

pas aux parois; c'est ainsi que sont construits les petits fours d'Anzin. Quand la cuisson est terminée, il existe toujours un espace vide entre les parois et le coke, le retrait linéaire étant de 10 à 15 p. %, et le coke peut sortir d'un four à parois parallèles, quand ces parois sont lisses. Les adhérences proviennent toujours de la scorie qui se forme par l'action des cendres sur les briques. Les houilles de la Loire, notamment, dont les cendres donnent beaucoup de mâchefer, attaquent rapidement les fours à la partie supérieure et les réparations sont plus fréquentes que dans le Nord, où les cendres sont plus réfractaires.

Les FIG. 3, 4 et 5, PL. VIII représentent les fours Coppée Fours Coppée. installés à Anzin. Ils marchent en 24 heures avec des mélanges à 19 ou 21 de matières volatiles; la dimension des fours est : longueur, 9 mètres; largeur moyenne, 42 centimètres; hauteur sous-clef, 1,15.

Les fours communiquent entre eux à la partie supérieure, soit 2 par 2, soit 4 par 4. La FIG. 5 représente des fours communiquant 2 par 2. Les gaz qui distillent pénètrent dans les carnaux verticaux par 18 prises de flammes pratiquées à la naissance de la voûte surbaissée de chaque four; dans deux fours voisins, ces ouvertures se correspondent, de sorte que les gaz d'un four peuvent se répandre dans le four voisin. Le défournement se faisant en deux séries, celle des n^{os} pairs et celle des n^{os} impairs, il résulte de cette disposition que la houille fraîchement enfournée est immédiatement allumée à la surface par les flammes des fours voisins, ce qui contribue à maintenir une allure très chaude.

Dans chaque piédroit, se trouvent 28 carnaux verticaux d'une section de 13 × 14 centimètres, séparés les uns des autres par des cloisons verticales de 15

centimètres d'épaisseur. L'épaisseur des parois, du côté de la charge, est de 10 centimètres.

L'air destiné à la combustion pénètre par des tubulures en fonte C munies de registre et au nombre de 4 pour chaque compartiment; cet air s'échauffe, en utilisant la chaleur perdue du massif, dans des canaux longitudinaux D, E, de 9 mètres de long et séparés l'un de l'autre par des briques à claire-voie; il pénètre ensuite dans les carneaux par 18 ouvertures de 3 centimètres de diamètre pratiquées à la partie inférieure du carneau E et correspondant aux 18 prises de flammes. L'air pénètre, en outre, dans le four par un trou de 2 centimètres de diamètre pratiqué dans chacune des portes en fonte des extrémités. Par cette disposition, on évite en partie le contact direct d'une atmosphère oxydante avec la surface supérieure du chargement, et la quantité de coke brûlé n'est que de 2 à 3 p. %.

Les flammes parcourent de haut en bas chacun des carneaux verticaux et se rendent ensuite sous les soles.

La FIG. 4 fait comprendre la répartition des courants gazeux. Les fours sont groupés 2 par 2 au point de vue de la circulation des flammes dans les carneaux placés sous les soles; les FIG 4 est une coupe au niveau de ces carneaux. Prenons, par exemple, les fours 2 et 3. Le carneau de sole n° 3 reçoit tous les gaz parcourant les carneaux verticaux situés à droite et à gauche du four n° 3; une partie de ces gaz, un peu plus de la moitié, passe par la communication II et chauffe dans toute sa longueur la sole 4, puis va au carneau collecteur en traversant le registre G, largement ouvert. Le reste des gaz s'échappe directement par le registre F. On règle l'ouverture de ces registres, qui sont formés d'une dalle réfractaire, en les manœuvrant du dehors à l'aide d'un crochet par une ouverture telle que *g*, qui

est bouchée dès que le réglage est fait une fois pour toutes au début de la mise en marche; pour ce réglage, on doit tenir compte de la distance des fours à la cheminée, les fours les plus rapprochés tendant à tirer plus fortement. Par tâtonnement, on arrive à obtenir d'abord un tirage égal pour tous les fours, et ensuite dans chaque four une répartition uniforme des gaz dans tous les carneaux verticaux et par suite une température uniforme sur toute la longueur du four. Les orifices F, G, ont une section de $\frac{50}{30}$; l'ouverture des orifices F varie de 2 à 12 centimètres environ, celle des orifices G de 15 à 30.

Il y a trois ouvertures de chargement pour chaque four, le charbon menu glisse bien, même humide, bien que la section du bas ne soit que de 15 sur 30 centimètres (FIG. 3).

Le carneau collecteur est placé sous les fours, du côté de la défourneuse; sa section est demi-circulaire, de 1^m,08 de hauteur et de 1^m,50 de largeur. La cheminée commune à 20 fours est à section intérieure rectangulaire de 1 mètre de côté et de 8 mètres de hauteur.

Les fours Coppée en 48 heures ont généralement les dimensions suivantes : longueur 9 mètres, largeur 0^m,60 à 0^m,65, hauteur sous-clef, 1^m,91 à 2^m,10. La quantité de coke produite en 48 heures varie avec la hauteur de charge et la quantité de matières volatiles; elle est généralement de 5.200 kilog.; elle s'élève à 5.500 kilog., à Douchy, pour des fours de 0,65 de large, et à 6.000 kilog., à Nœux, pour des fours de 0^m,60 sur 2^m,10 de haut.

A Douchy, ce rendement en coke marchand est de 74 p. %. La proportion des divers produits est la suivante :

Gros coke.....	95 p. %
Petit coke (1 à 8°)....	1,6
Grésillons (1,5 à 4).....	2,4
Cendres.....	1,0

Le prix de revient de la tonne de coke, en main-d'œuvre et fournitures, est, à Douchy, le suivant :

Main-d'œuvre.	Enfournement.....	0f,218	
	Défournement	0 154	
	Chargement en wagons ..	0 268	
	— du stock	0 016	
	Criblage des cendres et du petit coke.....	0 058	
	Entretien	0 020	
	Surveillance.....	0 049	total 0f,783
Fournitures...	Magasin	0 275	
	Réparations, ateliers.....	0 392	— 0,667
Total.....			1,450

Le prix de revient peut être donné comme le modèle de ce qu'on obtient dans les installations bien comprises.

A Anzin, le personnel occupé à une batterie de 80 fours en 24 heures, produisant 200 tonnes par jour, était le suivant en 1885 :

	Surveillants, basculeurs....	2 à 4f »	8f »
Décharg ^t et broyage.	Machinistes, graisseurs . . .	4 3 »	12 »
	Déchargeurs.....	4 3 25	13 »
Fabrication..	Machinistes des défourneurs	2 3 50	7 »
	Rouleurs de wagonnets....	6 3 50	21 »
	Enfourneurs	6 3 50	21 »
	Défourneurs	5 3 50	17 50
	Luteurs.....	3 2 80	8 40
Chargement.	Chargeurs	16 3 25	52 »
Divers.....	Manœuvres des wagons de charbon et de coke.....	9 3 »	27 »
Total			186 90

Ce personnel conduit théoriquement à un prix de revient par tonne de 0 fr. 93 ; mais avec l'imprévu il atteignait 1 fr. 20.

Les fournitures s'élevaient à 0 fr. 50, dont moitié pour les fournitures des magasins, moitié pour les réparations des fours et de l'atelier de broyage.

Les fours Coppée, ou du moins les fours à carneaux verticaux, sont à peu près les seuls fours belges qui se construisent actuellement, quand on ne cherche pas à recueillir les goudrons. Il en existe plus de 12.000 en Europe. Ces fours sont dans le domaine public, mais on s'adresse le plus souvent pour leur construction soit à MM. Coppée, soit à M. Clément Bernard, de Bruxelles, en raison de l'expérience toute particulière que possèdent ces deux maisons. On ne doit pas oublier que le soin apporté dans la construction et surtout dans le choix des matériaux réfractaires a une très grande importance non seulement sur la qualité des produits, mais sur le rendement des fours, leur entretien et leur durée, et on doit s'attacher au moins autant aux questions de détail d'exécution qu'aux formes et aux dispositions théoriques des fours.

Les FIG. 6, 7 et 8, PL. VIII, indiquent, pour un four en 24 heures, le mode de construction adopté par M. Bernard. Les piédroits ne comportent que 18 carneaux au lieu de 28, ce qui augmente la surface relative qu'ils occupent. Le dessin FIG. 8 indique la disposition des briques avec emboîtements, qui donne une grande solidité. A la partie supérieure, les fours sont isolés les uns des autres ; ils sont associés deux à deux pour les carneaux du bas et la circulation des gaz s'y fait comme dans les fours d'Anzin. La chambre de combustion, au sommet des piédroits, est d'une grande section et reçoit l'air par deux conduits verticaux seulement, placés vers le milieu du four. Le carneau collecteur est placé complètement en dehors du massif, ce qui en rend le refroidissement et la réparation plus facile.

Four Appolt. Les FIG. 1 et 2, PL. IX représentent en coupe horizontale et en élévation un massif de four Appolt.

Le four se compose essentiellement d'une chambre rectangulaire en briques de 5^m,23 de longueur, 3^m,49 de largeur, 4 mètres de hauteur, subdivisée par des cloisons de 12 centimètres d'épaisseur en douze compartiments. Chacun de ces compartiments peut être considéré comme un four distinct ayant une section horizontale de 1^m,24 par 0^m,45 à la partie inférieure, 1^m,12 sur 0^m,33 à la partie supérieure. Chaque compartiment a ses parois propres et est environné du haut en bas d'un espace libre, tous les vides communiquent librement et forment une chambre de combustion unique pour l'ensemble. La distance moyenne entre les parois des compartiments voisins est de 0^m,20 à 0^m,25. La série des compartiments est comprise entre quatre murs verticaux en briques réfractaires. Entre ces murs et le massif extérieur également en briques est un matelas de matières pulvérisées non tassées, qui permettent une certaine dilatation de la maçonnerie intérieure.

De fortes briques réfractaires servent à relier les compartiments ; elles sont au nombre de 60 par compartiment et placées en quinconce. Chaque compartiment présente en haut une ouverture rectangulaire étroite pour le chargement, et en bas une large porte pour la sortie du coke. Les parois réfractaires reposent sur des châssis en fonte de 33 centimètres de largeur, supportés à leur tour par des voûtes en briques, espacées de façon à dégager le dessous de chaque compartiment. Les douze compartiments sont placés en deux rangées de six, sous chacune desquelles est une galerie qui traverse de part en part le massif, et qui sert à la circulation des wagonnets dans lesquels tombent les charges de coke. Les portes de fond ont 2 centimètres d'épaisseur et sont en fonte, consolidée par trois ban-

des de fer formant charnière avec le cadre en fonte. Les trois charnières sont placées sur le côté le plus long ; elles sont calées sur un arbre, terminé par une tête carrée près de laquelle aboutit un tuyau en fonte A (FIG. 2) traversant le massif extérieur du four, de sorte qu'avec une longue clef on peut manœuvrer de l'extérieur chacune des portes. La fermeture est assurée par une barre de fer transversale, fixée au milieu de la porte, et qui vient s'engager dans deux étriers fixés au cadre.

Le charbon placé dans l'intérieur du four n'a aucune communication avec l'air extérieur ; les gaz se dégagent par des ouvertures plates B de 14×2 centimètres de section disposées sur les quatre faces, en deux rangées, tout à fait vers le fond des carneaux de combustion. Il y a en outre quelques petites ouvertures, en très petit nombre, vers la partie supérieure, pour faciliter le dégagement des gaz qui sans cela auraient à descendre à travers toute la charge, et pour régulariser la température.

L'air nécessaire à la combustion est introduit par une série de petites ouvertures pratiquées dans le massif extérieur, à trois niveaux différents, et dans les voûtes qui supportent les registres de défournement. Le mouvement des flammes dans les chambres de combustion est lent, une partie s'élève et sort par six carneaux c (FIG. 1), trois sur chaque longue face, qui aboutissent à deux cheminées servant pour tout le massif ; six autres carneaux D, placés tout à fait au bas, sur les mêmes faces, aspirent une partie des gaz et vont rejoindre également les deux cheminées.

Cette circulation de flammes est assez compliquée et au début des fours Appolt on a éprouvé quelque difficulté à répartir convenablement les températures, les fours des coins tendant à être moins chauffés que ceux

du centre. Des registres en terre réfractaire, placés sur les douze carneaux de sortie des flammes, servent à régulariser leur distribution.

Pour le chargement des fours, on place sur la porte de fermeture une couche de 30 centimètres d'épaisseur de poussière de coke, pour empêcher la porte de rougir et afin que la houille ne soit chargée que dans la partie qui est convenablement chauffée ; la houille même est amenée dans un wagonnet à trémie. La cuisson se fait en 24 heures. On a soin de défourner les divers compartiments en les espaçant, et non en prenant à la suite les uns des autres les compartiments voisins, ce qui refroidirait ce massif.

Le coke tombe par son propre poids dès qu'on ouvre la porte ; il est reçu dans des wagons en tôle revêtue de briques réfractaires et ayant, par exemple, $2^m,70 \times 1^m,10 \times 0^m,98$; l'extinction se fait dans le wagonnet par arrosage.

Les premiers fours Appolt ont été construits en 1858 à Marquise et à Soultzbach, près de Saarbruck ; on en a établi dans la suite à Commentry, au Creusot, à Aubin, à Aun, à Portes ; il en existe également en Angleterre, en Allemagne, notamment aux usines de Phœnix (Rhur) et en Belgique, près de Liège.

Ces fours conviennent surtout aux mélanges très maigres ; ils ont l'avantage de chauffer brusquement la houille et de donner un coke de grande densité, à cause de la hauteur des charges. Ce dernier avantage n'est pas aussi grand, dans le four Appolt, qu'on pourrait le croire : la charge n'est tassée qu'à la partie inférieure du four ; dans la moitié supérieure, il n'y a pas plus de tassement que dans un four belge. Le refroidissement par les parois y est peut-être moindre que dans les autres systèmes ; mais cet avantage est compensé par l'irrégularité de la combustion. On a relevé dans le

four de Languin (Loire-Inférieure) des températures de 1.200° ; ailleurs, on a trouvé que le four Appolt était moins chaud que certains fours en 24 heures plus récents, tels que le four Coppée. Ce four fonctionne bien avec les charbons à 20 p. % de matières volatiles.

Avec des charbons plus gras, le coke est trop petit, les parois sont déformées par le boursoufflement de la houille, et les résultats sont moins bons qu'avec d'autres fours plus larges. On l'a appliqué à tort à des houilles sèches à longue flamme qui sont susceptibles de donner de bon coke dans des fours en 48 heures suffisamment chauds ; au four Appolt, on obtient avec ces houilles du coke friable et en petits morceaux.

Un four Appolt de dix-huit compartiments, pouvant produire 5.000 tonnes de coke par an, coûte de 50 à 60.000 francs. Ce prix est élevé, et comme le four Appolt demande de coûteuses réparations et donne des produits qui ne sont pas toujours très réguliers, on n'en construit plus guère et on leur préfère les fours belges étroits, qui permettent de carboniser des mélanges tout aussi maigres.

Le rendement du four Appolt est très élevé, et égal au rendement théorique, la charge n'ayant aucune communication avec l'air extérieur.

Le four établi à Marquise donnait un rendement de 81 p. % avec du charbon anglais.

Le petit four d'essai établi en 1857 à Rive-de-Gier donnait un rendement de 78 p. % avec du charbon gras.

A Languin, un four à 18 compartiments donnait, en 1860, un rendement de 78 p. % avec de la houille à 18 p. % (?) de matières volatiles et 10 p. % de cendres.

Les fours de Blanzv sont aussi à 18 compartiments dans lesquels on charge, par jour, 24 tonnes de houille et 36 hectolitres de cendres pour couvrir les portes de fond. On obtient 17¹/₃ de coke, soit un rendement de

68 1/2 p. %. Le coke est en très petits morceaux, mais trouve un écoulement facile pour des applications spéciales.

Fours avec condensation des sous-produits.

Four Pernolet. Le four Pernolet est une modification des anciens fours à boulanger. Il est représenté PL. IX, FIG. 3 et 4.

Le chargement a lieu par-dessus, les gaz aspirés en A et en B traversent un condenseur à tuyaux horizontaux, des scrubbers (colonnes remplies de coke pour le lavage des gaz), puis se rendent sous la sole en traversant un petit foyer qui les enflamme. Les gaz en ignition circulent dans les carnaux sous la sole de la manière indiquée dans la FIG. 4.

Il n'y a pas de carnaux latéraux. La chaleur se propage de bas en haut, à l'inverse de ce qui se passe dans les fours à ruche. Le diamètre intérieur est de 3^m,35.

MM. Bell frères ont fait en 1872-1873 des essais avec 36 fours de ce système. La charge était de 5.060 kil. par four.

En une semaine et sans travailler le dimanche, la production a été de 249^t,42 de coke produites avec 367^t,87 de houille, soit un rendement de 68 p. % en coke marchand auquel il faut ajouter 3,5 p. % de menu coke utilisé sur les grilles.

Les sous-produits recueillis étaient dans les proportions suivantes :

Goudron.....	2,4 p. % du poids de la houille.
Eau ammoniacale.....	5,2 — — —

Celle-ci était utilisée pour la fabrication du sulfate d'ammoniaque.

Pendant une période de 5 mois, 3.211 hectolitres

d'eaux ammoniacales traitées ont donné 14 tonnes de sulfate, soit un rendement de 4,5 p. %.

En résumé, on obtient donc :

Coke.....	68	p. % ou 71 1/2 avec petit coke
Goudron	2,4	—
Sulfate d'ammoniaque.	0,185	—

La Société *Wigan Iron and Coal Co* a construit 120 fours Pernolet légèrement modifiés. Les gaz, après avoir circulé sous la sole, se rendent dans des carnaux ménagés dans la voûte pour utiliser plus complètement le chauffage. Le rendement fut de 60 p. % de coke seulement, et de 0,26 p. % de sulfate d'ammoniaque.

Le four Pernolet n'eut, en somme, pas grand succès. Le coke était de qualité inférieure et les réparations très coûteuses. Elles nécessitaient chaque année un arrêt de six semaines. Au bout de quatre mois de marche, il fallait réparer le four ; mais cet inconvénient doit être attribué à la mauvaise qualité des briques réfractaires qui ne pouvaient résister à la haute température des gaz dans les carnaux.

Ce four ne fonctionne plus nulle part ; il n'était, en somme, que la transformation des fours à ruche pour l'utilisation des sous-produits ; le four Jameson donne une solution plus simple et moins coûteuse du même problème, en altérant moins la qualité du coke.

Ce four, de forme rectangulaire, à sole chauffée et analogue aux fours Knab et Pauvels décrits ci-après, a fonctionné longtemps à la Compagnie Parisienne du gaz pour la fabrication du coke métallurgique et du gaz d'éclairage. Il diffère du four Knab en ce que le chauffage se fait uniquement au coke et non au moyen des gaz distillés. Le coke obtenu était dense et dur ; on obtenait autant de gaz qu'avec les cornues et ce gaz était de bonne qualité. Il y avait 56 fours à l'usine de

Four Pauvels
et
Dubochet.

La Villette ; la charge était de 4 à 6 tonnes ; on employait pour le chauffage 6 hectolitres de coke par tonne de houille distillée. Le rendement en coke métallurgique était de 66 à 67 p. %.

Ce four coûtait de 12 à 15.000 francs avec accessoires et appareils de condensation. Ces fours ont été supprimés pour une question d'emplacement et non parce qu'on avait à se plaindre du rendement économique ; les fours à coke métallurgique distillent beaucoup moins de houille par mètre carré de surface horizontale occupée que les fours à cornue dans lesquels la distillation se fait en 4 heures ; la consommation de combustible est également moindre dans ces fours avec les perfectionnements récents apportés au chauffage.

Four Knab. Ce four est chauffé par les gaz, après condensation des sous-produits. Les fours établis à la Société des produits du Flénu, près de Mons, sont rectangulaires, de 8 mètres de long, 1^m,20 de large et 1 mètre de hauteur sous clef (FIG. 5, 6, 7 et 8, PL. IX).

Ils sont chargés au moyen des deux orifices *t, t*, espacés de 2^m,18 d'axe en axe (FIG. 6).

Les gaz sont aspirés par une ouverture aménagée dans la voûte. Après avoir traversé les condenseurs, ils sont ramenés sous la sole au-dessus d'un petit foyer.

On a ménagé sous la sole trois carnaux séparés par de petits piliers rectangulaires, supportant les grandes dalles qui composent la sole.

A bout de la sole, les gaz chauds bifurquent et se rendent par les deux orifices *b, b* dans les carnaux horizontaux des parois latérales (FIG. 7). La cheminée annexée à chaque four est divisée en deux, chaque moitié desservant un four.

Il existe aux Produits 62 fours Knab disposés en deux

groupes. Le plus ancien comprend 30 fours, d'une capacité de 3.500 kil., dont le défournement se fait à la main et dure 40 minutes; le plus récent en comprend 32, d'une capacité de 4.200 kil. chacun et à défournement mécanique par un repoussoir à vapeur. Les portes des extrémités sont en fonte, à deux vantaux, à cause de leur largeur; elles sont lutées à l'argile après leur fermeture.

La cuisson se fait en 72 heures. La houille des produits est peu grasse, très flambante et riche en matières bitumineuses.

Le menu destiné aux fours à coke est soumis à un criblage au moyen de trommels qui le divisent en poussier de dimensions inférieures à 4 millimètres, qui se rend directement aux broyeurs, et en grains qui sont amenés sur un crible à secousses où ils se partagent de nouveau en deux classes qui se rendent respectivement à un laveur spécial. Après séparation des pierres, une chaîne à godets ramène le tout aux broyeurs. Il y a deux broyeurs Carr fonctionnant continuellement.

Le coke obtenu est très poreux et ne peut servir aux usages métallurgiques. On l'emploie dans les brasseries, les malteries, les fabriques de chicorée, etc.

Le goudron obtenu est distillé dans des chaudières d'une contenance de 1.800 kil. On recueille successivement :

50 à 60 kil. d'eau.

50 kil. d'huiles légères à 25° qu'on vend et dont on retire les benzols et les benzines.

430 kil. d'huiles à 15° pour éclairage ou graissage.

530 kil. d'huiles dont on retire l'anthracène. Le résidu sert au créosotage des bois; on peut également en faire usage pour le graissage des essieux de wagons en les mélangeant avec de l'huile végétale.

Enfin 400 à 450 kil. de brai.

Four Talabot. Le four Talabot était un four à section elliptique, le grand axe de l'ellipse étant horizontal ; il était chauffé latéralement et par-dessous et présentait une grande analogie avec le four Knab. La cuisson se faisait en 48 et 72 heures. Ce four était d'une construction difficile et coûteuse, en raison de sa forme ; il présentait, comme le four Knab, l'inconvénient de donner un coke noir et peu résistant, avec beaucoup de pieds noirs au centre du gâteau. Quelques installations de ce four ont existé à Denain et en Belgique ; il a été complètement abandonné.

Four Carvès. Le four Carvès, appelé en Angleterre four Simon-Carvès, M. Simon étant le représentant de ce système en Angleterre, est un perfectionnement du four Knab. La dimension moyenne du four est verticale, ce qui améliore beaucoup la densité et la résistance du coke. Le chauffage est fait par des carneaux horizontaux pratiqués sous la sole et dans les piédroits latéraux. Dans les premiers fours, le gaz combustible était introduit dans le carneau latéral supérieur et la circulation des flammes se faisait de bas en haut ; M. Carvès a trouvé par la suite qu'il était plus avantageux de chauffer d'abord la sole ; le point d'amenée du gaz est en effet le plus fortement chauffé, les briques réfractaires tendent à fondre et il est plus commode de réparer la sole que les piédroits.

Les premiers fours ont été construits en 1866 à l'usine de Bessèges, de la Compagnie de Terrenoire ; il y en avait 25 en 1867 ; leur nombre a été porté à 100 en 1879.

Ils sont rectangulaires et à défournement mécanique (PL. X, FIG. 1, 2, 3, 4).

La largeur est la même aux deux extrémités ; quand le coke est bien cuit, il est inutile d'évaser les fours, le défournement se fait mieux avec des parois parallèles,

étant donné le retrait du coke. L'enfournement se fait par deux ouvertures dans la voûte. Les gaz de la distillation sont recueillis, refroidis, lavés et retournent aux fours pour le chauffage. Ils viennent s'enflammer sur un petit foyer disposé sous la sole qu'ils parcourent dans toute sa longueur et se rendent ensuite dans une des parois latérales du four, contenant trois carneaux horizontaux ; ils gagnent enfin le carneau collecteur de la batterie.

Les premiers fours avaient un mètre de largeur, la cuisson se faisait en 72 heures. Avec 0,91 de largeur, elle durait 60 heures. Les derniers fours de Bessèges ont les dimensions suivantes :

Longueur.....	5 ^m ,15
Largeur.....	0 66
Hauteur.....	1 85

La calcination est complète en 48 heures. La houille employée provient du bassin du Gard et renferme de 22 à 25 p. % de matières volatiles. Le rendement en coke a atteint jusqu'à 75 p. %.

Les réparations sont peu importantes ; la partie qui se détériore le plus vite est celle qui est immédiatement au-dessus du foyer.

En moyenne, pendant 13 années d'exercice, de 1867 à 1879, on a obtenu pour cent de houille, eau déduite :

Coke.....	71 60
Goudron.....	1 80
Eau ammoniacale.....	8 30

Le tableau ci-après donne en détail les résultats de cette période :

Résultats des fours du système Carvès aux usines de Bessèges (Terre-Noire).

	1867	1868	1869	1870	1871	1872	1873	1874	1875	1876	1877	1878	1879
Charbon consommé en tonnes.....	4,849	14,329	14,641	13,886	14,632	14,215	26,998	30,057	35,451	45,331	44,754	41,797	46,900
Nombre de fours à coke.....	25	25	25	25	25	25	53	53	(2)	85	85	(3)	96
Coke produit en tonnes.	3,075	9,054	9,575	9,272	9,760	9,297	18,820	20,763	24,462	31,720	31,065	29,166	33,092
Production de coke par four et par an.....													
Production de coke par four et par an..... en tonnes.	120	365	385	375	330	375	355	390	386	373	365	355	344
Goudron obtenu.....	74	263	296	327	267	228	458	562	585	778	766	851	1,099
Eaux ammoniacales.....	60	1,073	1,120	1,113	979	791	1,683	3,256	3,214	4,459	4,396	3,995	4,393
Sulfate d'ammoniaque fait (1).....	—	56	60	50	46	42	67	113	97	158	172	132	..
Rendement de coke d'après les livres p. %.....	63,5	63,2	65,3	66,7	66,7	65,2	69,7	69,0	69,0	69,9	69,4	69,8	70,5
Rendement de coke après deduction de l'eau contenue dans le charbon lavé..... p. %.	67,2	67,2	69,8	69,8	70,5	69,5	73,0	73,0	73,4	74,4	73,8	74,2	75 (4)
Goudron par tonne de houille, en kil.	15,6	17,6	20,0	17,0	18,3	16,0	17,0	18,6	16,5	17,1	17,1	20,4	23,4
» de coke, »	24,3	29,0	30,0	25,0	27,4	24,7	25,7	27,1	24,0	24,5	24,7	29,2	33,2
Eaux ammoniacales par tonne de houille..... en kil.	..	75,8	76,0	73,0	66,9	55,7	62,5	405,5	91,0	98,3	98,2	95,6	93,6
Eaux ammoniacales par tonne de coke..... en kil.	..	118,0	117,0	109,0	100,4	85,5	94,1	157,0	132,0	140,6	141,8	137,0	132,7
Combustible menu consommé sur les grilles par tonne de coke produit en kil.....	..	46,0	28,0	16,0	17,0	18,6	20,3	21,4	22,7	11,5	11,0	15,2	15,9

(1) La fabrication du sulfate d'ammoniaque a été abandonnée en décembre 1878; depuis lors, les eaux ammoniacales sont vendues directement.

(2) Pendant les 8 premiers mois de 1878, 53 fours ont été en marche. Pendant les 4 derniers mois de 1873, 83 fours étaient à feu.

(3) Pendant les 4 premiers mois de 1878, 83 fours étaient en marche. Pendant les 4 mois suivants, 53 fours seulement, et, durant les 4 derniers mois, 96 fours étaient à feu.

(4) Rendement calculé en déduisant l'humidité de la houille et du coke.

En 1890, pour une production de 14.800 tonnes de coke, le rendement en coke métallurgique a été de 73 p. %; on a obtenu 1,84 p. % de goudron valant environ 47 francs la tonne et 1 p. % d'eau ammoniacale valant 14 francs l'hectolitre (cette eau n'est pas celle qui est obtenue directement, mais l'eau concentrée par une opération spéciale). Les sous-produits représentent environ 2 fr. 50 par tonne de coke.

Voici le prix de revient de Bessèges, en 1890 :

Fabrication :	Main-d'œuvre	2f 50
	Fournitures.....	0 18
Entretien :	Main-d'œuvre	0 19
	Fournitures.....	0 30
Chemin de fer de l'usine.....		0 15
Ecuries, roulage.....		0 10
Alimentation d'eau..		0 16
Laboratoire.....		0 02
Total.....		3 60

En France, en dehors de ceux de Bessèges, dont nous venons de parler, il existe des fours Carvès à Terrenoire et à Tamaris (Gard).

Ces derniers possèdent un perfectionnement qui leur permet de carboniser des houilles plus maigres et qui consiste à chauffer l'air au moyen de cinq galeries parallèles, placées sous le sol et par côté du massif des fours, dont elles possèdent la longueur; deux de ces galeries, qui ont toutes 0^m,50 de large et 1^m,50 de hauteur, sont parcourues par les flammes, les trois autres par l'air qui s'échauffe par contact à travers les parois de briques réfractaires, de 0^m,25 d'épaisseur. A Tamaris, l'air est chauffé à 300°. Il y a 70 fours qui ont 0^m,50 de large, 7 mètres de long et 1^m,50 de haut. On y emploie du charbon à 20 p. % de matières volatiles qui donne d'assez mauvais coke, à cause de sa nature peu collante. Ils marchent en 48 heures et produisent 1 tonne de

coke par jour et par four. Il n'y a en ce moment que 35 fours en activité.

En 1890, les fours de Tamaris ont produit 19.554 tonnes de coke et 2.200 tonnes de grésillons avec 28.399 tonnes de houille. Le rendement en coke métallurgique est donc de 77,5 p. %. On a obtenu par tonne de coke :

1,08 p. % de goudron ;
1,18 p. % d'eau ammoniacale concentrée.

La valeur des sous-produits recueillis par tonne de coke représente environ 2 fr. 40.

Voici le prix de revient par tonne de coke :

Fabrication, main-d'œuvre et fournitures...	1 ^r 76
Entretien, — — —	0 60
Roulage.....	0 05
Alimentation d'eau.....	0 10
Laboratoire.....	0 04
Total....	<u>2 55</u>

De décembre 1882, date de la mise à feu, au 31 décembre 1890, cet atelier avait carbonisé 258.353 tonnes de charbon et produit 195.458 tonnes de coke, passées aux hauts-fourneaux ; 4.349 tonnes de goudron et 24.806 hectolitres d'eau ammoniacale.

Ces rendements correspondent à 75 p. % de coke, à 1,50 p. % de goudron et à 10 p. % d'eau ammoniacale, en chiffre rond.

La valeur nette des sous-produits recueillis à Tamaris, de 1882 à 1890 inclus, est de 493.436 fr. 63, soit de 2 fr. 52 par tonne de coke.

Jusqu'au 1^{er} janvier 1885, la Compagnie de Terrenoire mélangeait les charbons de Tréllys et du Martinet avec une certaine proportion de houille plus grasse, ce qui améliorait le rendement.

Les fours Carvès existent également en Angleterre, à Bignall Hill Colliery, près de Newcastle (35 fours) ;

à Altham Collieries, Accrington (25 fours), et à Darlington, chez MM. Pease.

La *Firme Pease's West Coke Ovens* possède 1.500 fours à ruche et fabrique plus de 700.000 tonnes de coke par an; en 1882, elle a établi 25 nouveaux fours Carvès et en a installé, plus tard, 76 autres. Voici quelques détails sur l'installation des premiers fours. Le gaz est recueilli par un tuyau de 0^m,25 de diamètre et aspiré par un exhausteur Beale de 0^m,80 de diamètre, absorbant une force de trois chevaux et débitant 30.000.000 de pieds cubes par heure à la vitesse de 85 tours par minute. Le condenseur est formé de dix rangées horizontales de tuyaux de 0^m,25 de diamètre et de 10 mètres de long, au-dessus desquels est disposé un tuyau de 0^m,10 percé de trous et amenant 35 mètres cubes par heure d'eau qui coule à la surface des tuyaux et les refroidit. Il y a 3 scrubbers de 2 mètres de diamètre et 4 mètres de haut. Deux pompes à vapeur, pour l'ammoniaque et le goudron, débitent chacune 20 mètres cubes à l'heure. Six cuves de 8 mètres sur 3 servent à recueillir et à emmagasiner séparément le goudron et l'ammoniaque.

Les fours de MM. Pease ont 7 mètres de long, 2 mètres de hauteur, 0^m,49 de large et reçoivent une charge de 4 tonnes 1/2.

Les résultats ont dépassé ceux de Bessèges. Le coke est de bonne qualité, dur et peut parfaitement servir à la production de la fonte.

Le rendement y atteint 75 p. %, humidité déduite, tandis qu'ordinairement on n'obtenait, à Darlington, avec les mêmes charbons, que 62 à 65. On obtient 2 p. % de goudron et 10 p. % d'eau ammoniacale. Les frais de fabrication étaient, pour la première batterie de 25 fours, de 2 fr. 80 par tonne, soit de 1 fr. 80 plus élevés qu'ils ne l'auraient été sans la récupération.

Les sous-produits ont rapporté à MM. Pease 6 fr. 25 à 7 fr. 50 par tonne de coke en 1883, le goudron valant à cette époque, en Angleterre, 6 fr. 60 l'hectolitre et les eaux ammoniacales 2 fr. 20.

Le goudron fourni par les fours Simon-Carvès, en Angleterre, est, d'après M. Watson-Smith, de même nature que le meilleur goudron de gaz du Lancashire. Il contient de 4 1/2 à 6 p. ³/₁₀ d'huiles légères, sa densité est de 1,10 à 1,15. Le goudron des fours Jameson, obtenu à basse température, est, au contraire, plus léger que l'eau ; il contient beaucoup de paraffine et pas du tout de benzols.

Le prix d'un four Carvès est d'environ 3.000 francs pour le four seul et de 5.000 francs avec les installations accessoires pour la condensation des produits.

Nous donnons (PL. X, FIG. 5) la disposition d'une installation complète de fours Carvès avec leurs appareils accessoires ; nous allons décrire le fonctionnement de ces fours et indiquer les résultats qu'on peut obtenir dans une installation bien conçue, du dernier type de four, dont les dimensions sont : longueur, 7 mètres ; largeur, 0^m,50 ; hauteur, 2 mètres, et qui reçoit une charge de 5.000 kilog. de charbon, carbonisée en moins de 48 heures.

Dès qu'un four est prêt à être défourné, on amène dans des wagonnets les 5.000 kilos de houille qui devront former la charge. En même temps, on abaisse la valve V, pour interrompre la communication de l'intérieur du four avec la conduite d'aspiration allant à l'extracteur J ; sans cette précaution, le feu se mettrait dans les tuyaux. On ouvre ensuite les deux portes P, P₁ du four et la machine à défourner vient se placer en face de la porte P et applique son bouclier B contre la fournée, qu'en une ou deux minutes elle pousse, tout d'une pièce, hors du four. Deux ouvriers, munis de longs

ringards, la font alors tomber, moitié à droite, moitié à gauche, et l'arrosent jusqu'à ce qu'il n'y ait plus aucune trace de feu.

Pendant cette opération, la défourneuse a retiré du four sa crémaillère et son bouclier et est allée se placer en face d'un autre four, et l'on a fermé les deux portes P, P¹, pour conserver le four aussi chaud que possible.

En même temps, on a ouvert les deux orifices de chargement O, O et amené, au-dessus d'eux, les wagonnets pleins de charbon, qui le laissent couler dans le four, pendant que deux ouvriers munis de ringards spéciaux le régulent, c'est-à-dire le nivellent de manière à ce que la fournée ait partout la même hauteur. On lute ensuite les portes P, P¹ et les orifices de chargement O, O et ceux de réglage, de manière à intercepter toute communication de l'air extérieur avec l'intérieur du four.

Après s'être assuré que toutes ces opérations sont faites et bien faites, le chef ouvrier lève la valve V et rétablit la communication entre la chambre de distillation et la conduite d'aspiration allant à l'extracteur J. (FIG. 5 suite.)

Pendant tout ce travail, qui ne dure pas un quart d'heure, le four ne cesse pas d'être chauffé, les gaz produits par tous les fours d'une batterie sont déversés dans une même conduite et aspirés et refoulés par un seul extracteur qui les distribue entre les foyers de chaque four.

Les produits de la distillation de la houille : gaz, goudron et eau amoniacale, aspirés par l'extracteur J, montent dans le tuyau de prise de gaz T, traversent la boîte à valve V, pour entrer dans le tuyau collecteur C, noyé dans une bache c, pleine d'eau. Là commence la

condensation des produits condensables, qui, par la tubulure *dd*, se rendent dans une deuxième bêche *c'*. Cette bêche est remplie d'eau jusqu'à un niveau tel que le gaz passant par la tubulure *d* ne puisse s'échapper. De cette bêche, les produits condensés se rendent dans la cuve de dépôt. De distance en distance, le tuyau collecteur *C* communique avec le tuyau d'aspiration, qui, à l'approche de l'extracteur, est disposé en serpentin constamment arrosé par une pluie d'eau froide, au moyen du tuyau arroseur *SS*, percé d'un très grand nombre de petits trous. Par cette conduite d'aspiration, les gaz vont à l'extracteur, laissant revenir à la cuve de dépôt les matières condensées en route; la pente de cette conduite est disposée en conséquence.

Les produits gazeux continuant leur marche après avoir été aspirés par l'extracteur *J* sont refoulés par lui et traversent les colonnes à coke *K* et *K'* (Fig. 5), en les parcourant de bas en haut, et ensuite les barboteurs à eau, à huile et les boîtes de sûreté, d'où, par la conduite de refoulement, ils reviennent vers les fours et sont répartis entre tous les foyers par les robinets *R* (Fig. 5 suite), qui permettent d'en régler la distribution.

Les produits condensés pendant une journée de travail, 24 heures, sont tous réunis dans la cuve de dépôt. Au commencement de la journée suivante, ces produits sont, au moyen d'une pompe, transvasés dans la cuve dite d'enrichissement. Là se fait une première séparation du goudron et de l'eau ammoniacale, et celle-ci, reprise par des pompes, est élevée dans un distributeur *F*, qui la répartit aussi également que possible entre toutes les colonnes à coke, colonnes dans lesquelles elle tombe en pluie, très divisée par le coke, ou plutôt par les galets qui garnissent les colonnes, en lavant les gaz qui montent dans lesdites colonnes,

comme l'indique le dessin. La même eau ammoniacale est ainsi rejetée sur les colonnes à coke de 30 à 40 fois par jour et s'enrichit au point de dépouiller les gaz d'à peu près toute l'ammoniaque qu'ils entraînent.

Après 24 heures, ces produits sont envoyés dans la cuve de décantation où s'achève la séparation du goudron et de l'eau ammoniacale, emmagasinés ensuite chacun dans un réservoir spécial, cuve à goudron, cuve à eau ammoniacale, d'où ils sont livrés aux ateliers d'élaboration.

Après ce lavage, les gaz passent dans les deux colonnes K¹, K¹, où ils sont soumis à un lavage par de l'huile lourde de goudron de houille, qui dissout le benzol, le toluol, etc., entraînés par le gaz, et que, par un traitement approprié, on retire de ces huiles lourdes. Au sortir de ces dernières colonnes, les gaz refoulés, continuant leur marche, traversent encore des laveurs à huile et à eau pure, qui servent de boîte de sûreté pour le cas où le feu se mettrait dans la conduite de refoulement, puis ils vont chauffer les fours, comme il est dit plus haut.

Les produits de la combustion du gaz ayant chauffé les fours servent encore, avant d'aller à la cheminée, à chauffer des générateurs qui fournissent toute la vapeur dont l'atelier peut avoir besoin, et aussi l'appareil à air chaud avec lequel on porte, à 600 degrés environ, la température de l'air qui sert à la combustion.

Les sous-produits ne le cèdent en rien à ceux des usines à gaz; la proportion qu'on en retire varie naturellement avec la qualité des houilles employées. En traitant un charbon gras, à 25 p. % de matières volatiles, on obtient en moyenne :

Coke	74	à	75	p. % du charbon carbonisé
Goudron....	2,5	à	3,5	— —
Eau ammoniacale, produisant 7 à 8 kilog. de sulfate d'am- moniaque par hectolitre.....	10	à	12	— —
Hydrocarbures légers tenant 70 à 75 p. % de benzol, toluol, etc., etc.....	3	à	4	k. par tonne de houille carbonisée.

Les frais de fabrication du coke, comprenant l'entretien, et ceux nécessaires pour recueillir les sous-produits, oscillent, suivant les lieux, les dispositions des ateliers, etc., entre 1 fr. 75 et 1 fr. 50 par tonne de coke, pour une installation suffisamment importante et établie d'un seul jet.

Quant à la valeur nette des sous-produits, elle varie suivant les conditions du marché, mais on peut compter sur une valeur moyenne de 3 à 4 francs par 1.000 kilog. de coke fabriqué.

Si on prend comme exemple la production pendant 10 ans — 1879-1889 — des ateliers de carbonisation installés par la Société de Carbonisation, à Terrenoire et à Bessèges, où l'on a traité des houilles rendant 70 p. % de coke, dans les fours Carvès, non encore munis des derniers perfectionnements, on trouve :

Qu'à Terrenoire, pendant cette période décennale, on a carbonisé 410.000 tonnes de houille, qui ont produit 286.350 tonnes de coke et réalisé pour la valeur nette des sous-produits 1.159. 717 fr. 50, soit 4 fr. 05 par tonne de coke fabriqué ;

Et qu'à Bessèges, on a carbonisé 500.000 tonnes de houille, produit 333.512 tonnes de coke et recueilli pour la somme nette de 1.237.329 fr. 52 de sous-produits, c'est-à-dire 3 fr. 71 par tonne de coke fabriqué.

Aux Forges de la Société Vizcaya, près Bilbao, la Société anonyme de carbonisation installe un atelier

de carbonisation qui aura six batteries de 36 fours chacune. Quatre de ces batteries sont en activité, deux, depuis quinze mois, deux depuis six mois; les deux autres sont en construction. Les quatre batteries en feu avaient carbonisé au 31 décembre 1890 : 100.637 tonnes de houille anglaise, tenant en moyenne de 24 à 25 p. % de matières volatiles, et avaient produit 74.822 tonnes de coke, consommé dans les hauts-fourneaux; 2.778 tonnes de goudron; 9.664 mètres cubes d'eau ammoniacale et 80.000 kilog. d'huiles essentielles.

Ces productions représentent, par rapport à la houille carbonisée, les rendements suivants : coke 74,37 p. %; goudron, 2,76 p. %; eau ammoniacale 10 p. %, correspondant à 7 à 8 kilog. de sulfate d'ammoniaque par tonne de houille. Les 80.000 kilog. d'huiles légères ne représentent pas tout à fait 1 kilog. par 1.000 kilog. de charbon; ce rendement sera plus que doublé lorsque l'installation sera achevée.

Aux mines d'Altham-Accrington, où une batterie de 25 fours est en marche depuis le mois d'avril 1885, M. Macalpine a carbonisé, bien qu'il ait été arrêté un certain temps par une grève, 110.400 tonnes d'un charbon tenant de 30 à 35 p. % de matières volatiles. Il en a retiré 75.072 tonnes de coke vendu, soit 68 p. %; 2.594 tonnes de goudron, soit 2,35 p. % et 1.134 mètres cubes d'eau ammoniacale, soit 10 p. %, correspondant à 9 kilog. de sulfate d'ammoniaque par tonne de houille carbonisée.

M. Macalpine ne recueille pas encore les huiles essentielles entraînées par le gaz.

Aux houillères de Crook, appartenant à MM. Pease frères et C^{ie}, de Darlington, comté de Durham, on a construit une première batterie de 26 fours, qui est en feu depuis le mois d'octobre 1882, une deuxième allumée en mars 1884, une troisième, de 26 fours aussi,

en activité depuis le mois de juillet 1890 ; une quatrième, de 30 fours, est en ce moment, juillet 1891, en construction, ensemble 108 fours.

Les trois premières batteries, qui n'ont pas reçu les derniers perfectionnements pour le chauffage de l'air, ont carbonisé, depuis la mise en feu des premiers 25 fours jusqu'au 31 décembre 1890, 197.152 tonnes de houille contenant 25 p. % de matières volatiles. Elles ont produit 147.860 tonnes de coke, 75 p. % de la houille carbonisée ; 591 tonnes de goudron, 3 p. %, et 26.000 hectolitres d'eau ammoniacale correspondant à 8 kil. de sulfate d'ammoniaque par tonne de charbon.

Les frais de fabrication, pour une batterie de 50 fours produisant 100 à 110 tonnes de coke par 24 heures, sont les suivants, la houille étant dans une trémie sous laquelle viennent se remplir les wagonnets allant sur les fours :

4 chargeurs, deux de jour et deux de nuit, amenant les wagonnets et les vidant dans les fours, à.....	3 ^f ,50	14 ^f »
4 régaleurs, deux de jour et deux de nuit, fermant et lutant les portes.....	3 75	15 »
4 écarteurs, extincteurs de fournées, deux de jour et deux de nuit.....	3 50	14 »
2 chauffeurs, un de jour et un de nuit.....	4 »	8 »
2 visiteurs de tuyaux, luteurs des orifices de chargement, etc.....	3 50	7 »
2 machinistes aux extracteurs, un de jour et un de nuit.....	4 »	8 »
2 machinistes pour la défourneuse, un de jour et un de nuit.....	4 »	8 »
2 divers.....	2 75	5 50
1 contremaître pour le jour.....	5 »	5 »
1 contremaître pour la nuit.....	5 »	5 »
Total des frais de fabrication.....		89 ^f ,50

Soit, pour une production minima de cent tonnes par 24 heures, 0 fr. 895 par tonne. Il faut ajouter à cette

somme, pour entretien des fours, machines, outillages, etc., 0 fr. 30 par tonne, ce qui fait une dépense de 1 fr. 195 par tonne de coke, sur le carreau du plan de défournement. Si, à cette dépense, on ajoute 0 fr. 50 par tonne pour le chargement, les frais de fabrication, comprenant la mise en wagons, sont de 1 fr. 70 par tonne.

Par conséquent, avec de la houille à 25 p. $\%$ de matières volatiles et coûtant 15 francs les 1.000 kil. dans la trémie, la tonne de coke reviendra :

Charbon 1.333 kil. à 15 francs.....	26 ^f »
Frais de fabrication, entretien et chargement compris	1 70
Total.....	24 ^f 70

Avec du charbon à 10 francs la tonne comme cela se rencontre dans quelques houillères, on aurait du coke qui coûterait, mis en wagons :

Charbon 1.333 kil. à 10 francs.....	13 ^f ,33
Frais de fabrication, entretien, chargement, etc.....	1 70
Total..	15 ^f 03

dont il faudrait encore déduire la valeur des sous-produits indiquée précédemment.

L'opération qui consiste à recueillir le benzol, le toluol, etc., est toute récente et n'a pas encore donné tout ce que l'on doit en attendre :

A ce jour, à Bessèges, il en a été recueilli 237.295 kil. qui ont donné lieu à un bénéfice net de 54.829 fr. 60; à Terrenoire, 200.446 kil., 33.966 fr. 25, et à Sestao, 139.603 kil., 23.452 fr. 97.

A Tamaris, on ne les recueille pas, à cause de la qualité du charbon carbonisé.

Nous n'avons pu obtenir de renseignements des houillères de Bearparck ni de celles de Bignall Hill

(Wedge-Vood), pas plus que de celles de MM. Cliff frères à Micklefield-Leeds, mais nous savons qu'on y est satisfait du four Carvès qui est, en somme, et de beaucoup, le meilleur des fours à récupération des sous-produits, tant au point de vue de la qualité du coke obtenu, du rendement en coke vraiment métallurgique, qu'au point de vue de la proportion et de la nature des sous-produits.

Fours
de Gottesberg.

Aux usines à coke de Gottesberg, en Silésie, on a établi des fours analogues aux fours Carvès ; ils n'en diffèrent que par l'adjonction, sous le massif des fours, de récupérateurs Siemens pour chauffer l'air et le gaz. On a trouvé par expérience qu'il était inutile de faire passer le gaz par les chambres du récupérateur et qu'il valait mieux ne chauffer que l'air.

Fours Seibel.

M. Seibel, directeur de la Compagnie de Cransac (Aveyron), a établi à Cransac 24 fours exactement copiés sur les fours Carvès de Bessèges. Dans les premiers fours Carvès, l'introduction de gaz se faisait dans le carneau latéral le plus élevé ; on a modifié plus tard cette disposition et la Société Carvès a reconnu qu'il était plus avantageux, au point de vue de l'entretien des fours, d'amener le gaz sous la sole ; il se produit en effet au point d'arrivée du gaz une très haute température qui fond plus ou moins les briques à la longue ; il est beaucoup plus facile de remplacer les dalles de la sole que les briques des précédents. Mais avec les charbons très gazeux de Cransac, M. Seibel a trouvé avantage à chauffer la masse de houille par le haut ; une partie des goudrons se décomposent en traversant le coke incandescent en augmentant la dureté et la qualité du coke. Cette opération ne serait pas avantageuse avec toutes les houilles, car le goudron, qui vaut environ le double du coke, à poids égal, ne produit que de

17 à 20 p. % de coke ; en carbonisant du goudron, on perd donc les 9/10 de la valeur du produit. Mais quand on a affaire à des houilles qui sont à la limite des houilles carbonisables, on peut avoir avantage à sacrifier le goudron pour améliorer la qualité du coke. Les fours de Campagnac marchent avec du charbon à 34 p. % de matières volatiles et produisent 2 p. % de goudron et 0,5 p. % de sulfate d'ammoniaque.

Nous donnons ci-dessous le tableau des essais faits à Campagnac avec des houilles du Creusot :

Expériences faites aux fours à coke de Campagnac avec les différentes qualités de charbon des mines du Creusot.

PROVENANCE et qualité du charbon enfourné	N°S DES FOURS	CHARBON ENFOURNÉ							QUALITÉS	COKE PRODUIT						
		Composition du charbon enfourné sec				Poids du charbon enfourné humide	Teneur en eau du charbon enfourné	Poids du coke enfourné sec		Teneur en eau	Eau à déduire par qualité de coke produit	Total du coke produit sec	Rendement p. % et par qualité	Rendement p. % du coke en cendres		
		Carbone fixe	Matières volatiles	Cendres	Rendement en coke au Creusot											
															p. %	p. %
N° 1 Menu Creusot mêlé	11	66,70	20,50	12,80	79,50	5698± 8	0,068	5311± 3	Gros coke	4006±	0,035	140,2	3865± 8	72,50	80,30	13,20
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	19	66,13	21,72	12,15	78,80	4765	0,070	4431,4	Menu et grésillons	435	0,042	18,2	416,7	7,80	17	
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Gros coke	3457	0,044	152,1	3304	75	78,44	12
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Menu et grésillons	168	0,100	16,8	152	3,44	16,80	
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Gros coke	3602	0,044	158,48	3443,52	77,60	80,77	12
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Menu et grésillons	167	0,100	16,70	140,30	3,17	16,80	
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Gros coke	3724	0,059	219,71	3504,29	69	74,38	14,50
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Menu et grésillons	306,5	0,107	31	275,50	5,38	16,50	
N° 2 Menu Creusot mêlé, broyé	5	66,13	21,72	12,15	79,80	4765	0,070	4431,4	Incuits	70						

La différence entre le rendement au creuset et le rendement aux fours pour la houille de Decize paraît difficile à expliquer ; il y a entre les deux rendements une différence de 8 p. % qui ne peut s'expliquer par la décomposition du goudron ; il faudrait pour cela que la houille donnât 40 p. % de goudron. Il en est de même des résultats annoncés par M. Seibel pour ses fours de Campagnac, qui rendent, d'après lui, 75 p. % de coke avec de la houille à 34 p. % de matières volatiles.

M. Hüssener, directeur de la Société par actions Four Hüssener pour la distillation des charbons à Gelsenkirchen (Westphalie), a établi 50 fours à coke du système Carvès plus ou moins modifié par lui.

Les carneaux du four Hüssener sont disposés horizontalement comme dans les fours Carvès ; l'air destiné à la combustion est chauffé à 300° dans des conduits disposés sous les carneaux de la sole. Le gaz combustible est introduit en deux points différents : sous la sole et dans le haut du premier carneau latéral. Cette disposition, qui se retrouve dans le four Smet, a pour but de mieux répartir les températures.

Les fours de Gelsenkirchen ont 9 mètres de long, sont horizontaux, légèrement évasés et mesurent au milieu de leur longueur 0^m,575 × 1^m,80 de haut. La charge est de 5 tonnes et demie et occupe 88 p. % du volume du four. La durée de la cuisson, qui était d'abord de 72 heures, est descendue à 56 et 52 heures ; on marche en 60 heures pour la régularité des manœuvres.

En 1883, on obtenait :

Avec les charbons à gaz.		Avec les charbons gras à coke.	
Gros coke	61,70	75,00	} 77,00
Petit coke	12,68	2,00	
Goudron	5,72		2,77
Sulfate d'ammoniaque.	0,924		1,10

Le coke des premiers ne s'emploie dans les hauts-fourneaux qu'en mélange avec du coke ordinaire. Celui des seconds est meilleur et s'emploie seul.

Les goudrons sont très liquides et d'aussi bonne qualité que celui des usines à gaz. Ils ont donné à l'analyse : 58,8 de produits volatiles et 39,5 de brai ; perte, 1,7 p. %.

Les gaz sortant des fours sont à la température de 75 à 80° dans les conduites au-dessus des fours et ont une pression de 2 millimètres d'eau. Après condensation des sous-produits, c'est-à-dire dans les conduits qui succèdent aux laveurs, ils n'ont plus que 15° de température et sont soumis à une pression de 90 à 110 millimètres d'eau, donnée par les extracteurs.

Les produits de la combustion, après chauffage des fours, renferment 8,1 p. % d'acide carbonique, 0,4 d'oxyde de carbone et 0,3 d'oxygène. Leur pouvoir calorifique correspond à 0^k,9 à 1 kil. d'eau vaporisée par kil. de charbon enfourné.

Dans les fours à coke ordinaires où l'on ne récolte pas les sous-produits, les gaz peuvent vaporiser de 1 kil. à 1^k,25 d'eau par kil. de charbon traité, d'après les essais faits chez Krupp, à Essen, et à la mine Wollmond, près Langendreer. A Anzin, nous avons obtenu des chiffres plus élevés.

Les eaux ammoniacales sont transformées immédiatement en sulfate d'ammoniaque ; elles contiennent, pour une densité moyenne de 3 1/2 Beaumé, 1,655 p. % d'ammoniaque. Le sulfate d'ammoniaque obtenu renferme en moyenne 20,4 p. % d'azote ; le sulfate d'ammoniaque à un équivalent d'eau en renferme 24 p. %.

M. Hüssener fait remarquer l'élévation du rendement en sels ammoniacaux, qui est de 1 à 1,2, alors que dans les usines à gaz on n'obtient guère que de 0,7 à 0,9 p. % du poids du charbon enfourné. Il l'attribue à

ce que les gaz, par leur contact prolongé avec le coke incandescent, lui enlèvent une certaine partie de l'azote qu'il renferme et dont on trouve jusqu'à 0,9 p. % dans les cokes de Westphalie.

Le goudron a son principal débouché en Allemagne dans la fabrication des couleurs artificielles. La demande est de 400.000 tonnes par an pour produire le benzol et l'anthracène, alors que les fabriques de gaz réunies du pays ne fournissent que 100 à 110.000 tonnes de goudron. Le prix de vente du goudron a varié, dans ces dernières années, en Allemagne, entre 50 et 67 francs la tonne.

Si toutes les usines à gaz étaient en mesure de transformer leurs eaux ammoniacales en sulfate, au lieu d'en perdre une partie, l'Allemagne produirait environ 10.000 tonnes de ce sel par an ; elle serait encore loin de suffire aux besoins puisque l'importation s'est élevée, dans ces dernières années, à 36.000 tonnes. Le débouché de l'ammoniaque produit par les fours à coke est donc assuré, malgré la concurrence du salpêtre du Chili et autres engrais minéraux qui font concurrence au sulfate d'ammoniaque. Le développement du procédé Solvay pour la fabrication de la soude à l'ammoniaque tend également à maintenir les prix de l'ammoniaque.

(A suivre.)

MACHINE D'EXTRACTION

DU PUIT MONTMARTRE N°1 DES MINES DE BEAUBRUN

Construite par MM. Schneider et C^{ie}, au Creusot,

Communication faite à la réunion

du 5 septembre 1891, à l'Exposition industrielle de Saint-Etienne,
par M. FAIVELAY, ingénieur du Creusot.

Un nouvel appareil d'extraction présentant des particularités intéressantes a été installé récemment au puits Montmartre n° 1 des Mines de Beaubrun (Voir PL. XI). Il se compose de deux machines horizontales accouplées, capables d'extraire, par journée de 8 heures, 1.000 tonnes de charbon, d'une profondeur de 500 mètres.

Les cylindres à vapeur ont les dimensions suivantes :

Diamètre	0 ^m ,800
Course	1 ^m ,600

La vitesse devra atteindre 65 tours par minute, quand l'extraction sera portée à 500 mètres.

Cette machine a été construite par MM. Schneider et C^{ie} ; dans l'étude, on s'est préoccupé d'assurer une marche économique comme consommation de vapeur, sans perdre de vue que la simplicité des mécanismes et la sécurité du fonctionnement constituent le premier mérite des appareils de ce genre.

Pour satisfaire à la première condition, on a admis l'emploi de la détente, on a adopté de larges sections pour les orifices d'admission et d'émission et on a cherché à réduire les espaces morts.

Pour ne pas compromettre la seconde condition, on a

renoncé aux dispositions compliquées des nouveaux mécanismes de distribution de vapeur, telles que distributions à déclié du type Corliss ou Sulzer avec régulateurs, distributions à soupapes avec cames ou excentriques, distributions à tiroirs superposés, etc.

Toutes ces dispositions sont coûteuses de premier établissement et d'entretien; elles sont quelquefois une cause d'ennuis et de difficultés pour les manœuvres, et enfin elles ne sont pas nécessaires pour obtenir les détenteurs très modérées qu'il est possible d'admettre dans les machines d'extraction.

Ces machines, en effet, doivent avoir des dimensions suffisantes pour pouvoir, éventuellement, remonter une cage chargée avec un seul câble; de plus, elles sont habituellement établies en prévision d'approfondissements futurs des travaux; par suite, les dimensions de leurs cylindres sont très exagérées pour le travail normal.

Cette condition défavorable, jointe à l'absence de la condensation et à la nécessité d'éviter la perte de travail que l'on aurait à subir si la pression à la fin de la course du piston descendait au-dessous de la contre-pression à l'échappement, impose une détente faible et une pression initiale de la vapeur peu élevée.

En pratique nous connaissons peu de machines d'extraction dans lesquelles l'admission de la vapeur puisse utilement descendre au-dessous de 40 centièmes.

Dans la machine du puits Montmartre, la distribution de la vapeur est faite par de simples tiroirs plans.

Le changement de marche et la détente, assurés par deux excentriques et une coulisse de Gooch, sont commandés par un seul levier, ce qui est une condition essentielle.

La réduction des espaces morts est obtenue par la

division en deux des tiroirs de distribution, qui sont reportés aux extrémités du cylindre.

L'étranglement de la vapeur, même pour la marche à détente, et l'élévation de la contre-pression pendant l'échappement, sont évités par les larges sections admises pour les orifices.

Et enfin les grands tiroirs qui résultent de ces larges sections sont manœuvrés par l'intermédiaire d'un servomoteur.

L'admission maximum, qui correspond aux extrémités de la coulisse, ne dépasse pas 0,78 ; cette admission suffit pour démarrer sûrement dans toutes les positions des manivelles et pour exécuter toutes les manœuvres avec certitude.

La détente est augmentée dès que le démarrage est effectué ; pour cela, la machine ramène le levier de changement de marche dans une position intermédiaire, en diminuant de cette même quantité le chemin qu'il aura à faire parcourir à ce levier à la fin de la cordée.

Avec cette disposition, les machinistes dont l'attention est déjà si absorbée n'ont aucune manœuvre supplémentaire à exécuter pour le réglage de la détente ; ils se bornent à diviser en deux périodes la course totale du levier de changement de marche.

L'éducation de ces machinistes est facile à faire et, moyennant un peu de surveillance, on obtient avec cet arrangement si simple les résultats les plus satisfaisants, résultats tels qu'ils ne pourraient être améliorés comme consommation de vapeur que par l'addition de la condensation et non pas par l'adoption d'aucune des autres dispositions compliquées dont nous parlons plus haut.

Le servo-moteur à vapeur est muni d'un frein à huile.

La communication entre les deux extrémités du frein est réglée par un petit tiroir spécial commandé par le mécanisme d'asservissement du servo-moteur.

L'addition de ce petit tiroir permet d'intercepter toute communication entre les extrémités du frein ; par suite, le piston du servo-moteur et les coulisseaux des coulisses de distribution peuvent, pendant la marche, être arrêtés et maintenus dans toutes leurs positions intermédiaires.

Cette disposition évite les secousses et les réactions sur la main du machiniste et permet aussi le fonctionnement à détente mentionné plus haut.

Le servo-moteur est disposé verticalement en contre-bas du sol de la machine et supporté par deux colonnes en fonte qui reçoivent les paliers de l'arbre de relevage.

L'arbre moteur porte la poulie du frein et les deux bobines : une bobine fixe et une bobine folle.

Les croisillons des bobines sont complètement en fonte et ils portent dans leurs jantes les contre-poids d'équilibre des manivelles motrices.

Des fourrures minces, en bois, sont rapportées à l'intérieur des bras des croisillons des bobines pour éviter l'usure des champs des câbles.

Le frein est à mâchoires et disposé pour se serrer sous l'action d'un lourd contre-poids.

Pendant la marche, le frein est desserré par la vapeur qui agit sous un piston et qui maintient le contre-poids soulevé. Le piston et le contre-poids, établis sur la même tige, agissent directement sur le balancier du frein.

Cette disposition est bien préférable à celle des freins serrés par la vapeur ; elle augmente le degré de sécurité ; les accidents qui peuvent résulter d'une rupture accidentelle de la conduite de vapeur ou d'une fermeture

inoportune des soupapes automatiques des chaudières sont supprimés.

L'action trop brusque de ce frein produirait des chocs pouvant occasionner des ruptures d'organes ; en vue d'éviter ces chocs, des dispositions sont prises pour retarder l'échappement de la vapeur qui agit sous le piston et qui soulève le contre-poids, et pour rattraper l'usure des sabots en bois et réduire la course du contre-poids ; en outre, tous les organes, à l'exception de la poulie, sont en acier forgé de la meilleure qualité et de dimensions largement calculées pour les efforts qu'ils ont à supporter.

Le serrage automatique du frein et l'arrêt de la machine, quand la cage monte trop haut dans la charpente, sont obtenus à l'aide des dispositifs inventés par M. Reumaux, ingénieur en chef, directeur des mines de Lens.

Nous n'avons pas à décrire ces dispositifs essentiellement simples, pratiques et efficaces bien connus des ingénieurs des mines ; grâce à eux, la machine peut être conduite avec assurance et sans aucun danger, même aux allures les plus rapides.

Les dessins de la PL. XI définissent bien la construction de la machine.

De solides bâtis creux, fixés sur les fondations, portent les paliers moteurs, les glissières et les cylindres à vapeur.

Cet arrangement des bâtis, adopté dans toutes les anciennes machines d'extraction, nous paraît préférable, pour ce cas particulier, aux bâtis fermés et à bayonnettes ; le réglage des glissières et des têtes de pistons, après usure, est plus facile à effectuer ; le renouvellement de la machine et son réglage en direction, quand les maçonneries ont travaillé, comme cela se produit très souvent dans les mines, se fait plus aisément ; les

bielles motrices sont mieux à la vue des machinistes ; et, enfin, cette forme de bâtis se prête parfaitement à un entretoisement solide des deux machines, par de fortes traverses qui, maintenant l'écartement et la direction des paliers moteurs, évitent toute fatigue anormale des arbres moteurs et tout échauffement des portées.

Dans la machine de Beaubrun, ces traverses sont au nombre de trois.

La machine du puits Montmartre a pu fonctionner utilement dès le premier jour de sa mise en marche ; depuis ce moment, aucune retouche ni aucune modification n'ont dû être apportées à ses organes.

On peut dire que cette machine simple, robuste, et cependant d'un bon fonctionnement économique, représente bien le type des bonnes machines d'extraction, des machines dans lesquelles les nécessités du service et la facilité de l'entretien ont été assurées avant tout et n'ont pas été sacrifiées à des avantages presque toujours douteux.

MATÉRIEL ÉLECTRIQUE

Construit par MM. Schneider et C^{ie}, au Creusot,

Communication faite aux membres de la Société
de l'Industrie minière,
réunis, le 5 septembre 1891, à l'Exposition de Saint-Etienne,
par M. FAIVELAY, ingénieur du Creusot.

Il nous a paru intéressant de donner quelques développements sur le matériel électrique du système Ganz et C^{ie}, de Buda-Pesth (Brevets Zipernowsky, Déri et Blathy) exposé par MM. Schneider et C^{ie} et dont ces Messieurs sont les constructeurs exclusifs pour la France et ses colonies.

1° MATÉRIEL ÉLECTRIQUE

Avant d'entrer dans les détails de la construction et du fonctionnement, nous présenterons quelques considérations générales sur l'état actuel de la question de distribution électrique de l'énergie.

L'extension rapide prise par ce mode de distribution et la nécessité de placer les points de production à des distances toujours croissantes des centres de consommation ont conduit à employer des tensions de courant de plus en plus élevées, afin de réduire le plus possible les frais d'établissement de la canalisation ; on est ainsi passé successivement de 100 volts à 500, 1.000, 2.000 et 10.000 volts et tout récemment on a installé entre Francfort et Laufen un transport de force de 180 chevaux à 175 kilomètres sous une différence de potentiel de 18.000 volts, avec trois fils de cuivre de 4 ^m/_m de diamètre.

Nous ne citons bien entendu ces chiffres qu'à titre

de renseignements, l'expérience journalière et prolongée ne les ayant pas encore consacrés et nous nous limiterons pour le moment aux potentiels de 2.000 à 3.000 volts, déjà très répandus en France.

Pour une perte déterminée dans la canalisation, laquelle ne doit pas dépasser en général 5 à 6 p. %, l'économie de cuivre réalisée est proportionnelle au carré du potentiel employé et si au lieu de faire usage d'un courant de 100 volts on en emploie un de 2.000 volts, il faudra 400 fois moins de cuivre.

A l'appui de ces chiffres, on peut citer les deux câbles employés aux stations de Monaco, installées toutes deux par le Creusot en collaboration avec MM. Lombard-Gerin et C^{ie} de Lyon ; le premier se rapporte à la station du Casino où la distribution est faite sous 100 volts ; il a une section de 500 m^2/m^2 et donne une perte de 8 p. % à une distance de 400 mètres pour un travail transporté de 50.000 watts, et il y a naturellement deux câbles semblables. Le second, qui à lui seul constitue la canalisation complète, est celui employé à la station de distribution dans toute la principauté ; sa section est à peine le quart de celle du précédent et il peut transporter sous 2.000 volts une énergie double de la précédente à une distance moyenne six fois plus considérable avec une perte qui n'atteint pas le tiers de celle citée plus haut.

Sans insister davantage sur ce point, il est de toute évidence que les hauts potentiels s'imposent.

Reste la question de savoir s'il vaut mieux les réaliser avec le courant continu qu'avec le courant alternatif ; elle n'est pas encore complètement élucidée en France où chacun des systèmes rencontre des partisans et des adversaires.

Notre opinion est en faveur du courant alternatif et nous allons indiquer les raisons de cette préférence,

nous réservant de la démontrer expérimentalement avec le matériel exposé.

Au point de vue des dynamos d'abord, il est d'une part beaucoup plus facile d'obtenir un isolement suffisant et un fonctionnement certain avec le courant alternatif qu'avec le courant continu, à cause de la subdivision des bobines complètement isolées dans le premier cas, tandis que dans le second toutes les spires sont sur le même organe tambour ou anneau ; d'autre part, les bobines de haut potentiel peuvent être fixes dans les dynamos alternatives et sont au contraire toujours mobiles dans les dynamos à courant continu.

En second lieu, à cause de l'action électrolytique du courant continu, il est parfois très difficile de conserver la canalisation en bon état. Avec le courant alternatif, la somme algébrique des actions électrolytiques étant toujours nulle, il n'y a pas à craindre de ce fait l'endommagement des câbles et jusqu'aujourd'hui aucune canalisation existante de ce genre n'a donné d'ennuis.

Mais où intervient surtout la supériorité du courant alternatif, c'est dans l'extrême facilité de le transformer : expliquons-nous.

Un courant de haut potentiel, qui est créé uniquement par économie de transport, ne saurait être utilisé ainsi dans les différents appareils, machines ou lampes. On conçoit, en effet, que si un courant de 2.000 volts peut actionner directement une dynamo réceptrice de 15 ou 20 chevaux il est impossible de l'appliquer sous cette pression à un petit moteur de quelques kilogrammètres ou à une lampe à incandescence de quelques bougies. Il faut donc transformer ce courant en un autre de potentiel plus bas, bien qu'ayant la même énergie et étant de plus sans danger pour les personnes appelées à s'en servir.

Le transformateur à courant alternatif basé sur l'in-

duction mutuelle de deux circuits voisins permet seul de réaliser économiquement et facilement cette transformation. C'est un appareil complètement inerte, de construction simple, ne comportant aucune partie en mouvement et partant ne nécessitant ni entretien ni surveillance ; il peut donc être abandonné indéfiniment à lui-même, placé là où on doit utiliser le courant, et rien ne s'oppose à ce qu'on en multiplie l'emploi sur le réseau.

Le transformateur à courant continu, au contraire, qu'il soit constitué par des dynamos ou des accumulateurs, est un appareil très complexe qui doit être établi dans un local spécial et placé sous la surveillance continue d'agents spéciaux pour la mise en route, l'entretien en marche et l'arrêt. Il serait naturellement très onéreux de multiplier les stations de transformation et de la nécessité à n'en employer qu'une seule, placée au centre du groupe à desservir, résulte une canalisation secondaire toujours très importante. Aussi les quelques installations montées sur ce principe ne peuvent être citées qu'à titre d'exemple, tandis que celles avec courant alternatif se développent tous les jours.

Les principales objections qu'on faisait au courant alternatif étaient, en premier lieu, l'impossibilité d'accoupler plusieurs dynamos en parallèle ; de cet accouplement résulte, en effet, le fonctionnement sûr et économique d'une station centrale ; en second lieu, et comme conséquence, l'impossibilité du transport de force et enfin les dangers d'un semblable courant. Aujourd'hui, toutes ces objections sont tombées ; la mise en parallèle des dynamos alternatives Zypernowskÿ, Déri et Blathy s'effectue avec la plus grande facilité, elle est même moins aléatoire que celle des dynamos à courant continu et sa non-réussite n'entraîne pas, comme avec ces dernières, de graves conséquences.

Cette opération se pratique tous les jours dans les stations telles que Rome, Vienne, Monaco, Grenoble, etc. Il en résulte que le transport de force est devenu possible. Il commence d'ailleurs à se propager en France ; il en existe, en particulier, quelques exemples à Grenoble et on en voit un dans l'Exposition de Saint-Etienne (1).

Reste la question de danger d'un courant alternatif de haut potentiel. D'abord ce danger est plus apparent que réel, puisqu'il est impossible de se mettre involontairement en contact avec un conducteur dangereux ; la disposition même des conducteurs employés prémunit contre un contact accidentel et comme c'est surtout dans la station même que le danger pourrait exister, il ne faut pas se l'exagérer, attendu que là il y a un personnel spécial qui connaît ce danger et peut, par conséquent, l'éviter ; d'ailleurs, toutes les parties qu'il convient de ne pas toucher sont hors de portée de la main.

Nous avons insisté sur les avantages du courant alternatif dans le cas d'une distribution complète d'énergie comprenant force et lumière, mais notre intention n'a pas été de faire le procès du courant continu dont les applications sont multiples et dans le cas d'un transport de force seul, sans éclairage et à une distance modérée ne nécessitant pas un potentiel trop élevé, il peut y avoir intérêt à l'adopter. Comme exemple de ce genre réalisé avec du matériel électrique du Creusot, nous pouvons citer l'installation de MM. Blanchet frères et Kléber, de Rives (Isère), où on transporte plus de 200 chevaux à deux kilomètres sous un potentiel de 5 à 600

(1) A l'Exposition de Francfort, le transport de force par courant alternatif effectué avec du matériel Ganz comprenait plus de 15 réceptrices de $1/2$ cheval à 25 chevaux ; l'une d'elles était située à 4 kilomètres de la génératrice.

volts, cette puissance étant répartie entre une dizaine de réceptrices de 30 à 60 chevaux.

Au Creusot même, plusieurs ponts roulants sont mus électriquement, parmi lesquels un de 60 tonnes, et les avantages de ce mode de commande sont tels que MM. Schneider et C^{ie} ont décidé la transformation immédiate d'une série de ponts de 10, 30 et 50 tonnes et la construction d'un autre pont de 150 tonnes.

Ces différents points étant élucidés, nous arrivons à l'examen du matériel lui-même et nous commencerons par les dynamôs à courant continu.

DYNAMO A COURANT CONTINU

(PL. XII, Fig. 2 et 2').

Ce type, caractérisé par une construction robuste et bien raisonnée, est représenté à notre Exposition par le plus petit modèle de la série qui sert d'excitatrice à la machine principale à courant alternatif.

La partie mobile ou armature est située à la partie supérieure ; elle tourne dans des coussinets à rotule, munis d'un dispositif spécial pour éviter les projections d'huile. Toutes les parties soumises au magnétisme sont fabriquées avec un acier de choix produit par les Aciéries du Creusot. Le mode de fixation de l'inducteur dans le bâti et l'induit à rainures, tout en donnant une construction à toute épreuve, conduisent à un rendement très élevé et la dépense d'excitation ne dépasse pas 2 ou 3 p. % de la puissance nominale pour des dynamos de moyenne force.

La conséquence des diverses dispositions adoptées est la suppression complète des étincelles au collecteur, d'où une usure à peu près nulle des balais et du collecteur. La réaction de l'induit étant très faible, on n'a pas à se préoccuper du calage des balais, sujétion toujours très grande pour les dynamos mal conçues.

Les dynamos à courant continu se construisent sur neuf modèles différents, depuis celui déposé d'une puissance de 1.600 watts jusqu'à celui de 100.000 watts, dont quatre exemplaires fonctionneront au Creusot dans les premiers mois de l'année prochaine.

DYNAMO A COURANT ALTERNATIF

(PL. XII, FIG. 4 et 4').

Dans ce type de dynamo, la disposition fixe de l'induit, préconisée plus haut, a été réalisée ; de cette façon, on supprime tout contact glissant pour le courant à haut potentiel et par suite toute étincelle dangereuse pour la dynamo.

Tout le bâti de la dynamo est constitué par une base recevant deux couronnes solidement entretoisées et supportant les traverses des coussinets du même genre que ceux des dynamos à courant continu.

Les bobines induites sont réparties sur les couronnes et supportées par des traverses isolées par des rondelles d'ébonite ; chaque bobine est indépendante des autres et peut être facilement remplacée en cas d'avarie.

L'inducteur placé à l'intérieur reçoit le courant de bas potentiel de l'excitatrice par des frotteurs placés du côté opposé à la poulie.

Les noyaux des bobines induites et de l'inducteur sont en tôle d'acier extra-doux isolées soigneusement entre elles et fortement assemblées ; cette disposition nécessitée par l'inversion rapide du flux magnétique et la réaction de l'induit sur l'inducteur conduit, comme pour les dynamos à courant continu, à un rendement très élevé.

Le nombre d'alternances, par minute, adopté ne dépasse pas 5.000, soit 83 par seconde ; il y aurait naturellement avantage sous le rapport du poids des transformateurs à augmenter ce nombre, mais cet avantage

se trouve contrebalancé par un rendement moins bon de tous les appareils et tous les constructeurs qui avaient cru devoir prendre un nombre d'alternances plus grand ont été amenés à le réduire.

Ce type de dynamos se construit sur 7 modèles différents, depuis 10.000 watts jusqu'à 400.000 watts, soit 600 chevaux ; c'est ce dernier modèle qui fonctionne dans les stations de Rome et de Vienne.

Le voltage habituel est de 2.000 volts, il existe néanmoins des cas où on a adopté 5.000 volts, tel est celui de Tivoli en Italie, où une série de dynamos de 200.000 watts empruntent leur force motrice aux chutes de ce nom et l'envoient à Rome distante de 30 kilomètres.

TRANSFORMATEURS

(PL. XII, FIG. 3 et 3').

Les transformateurs Ganz sont les premiers appareils construits avec le dispositif à circuit magnétique fermé, c'est-à-dire qu'en fonctionnement il n'y a pas de pôle magnétique libre dans le noyau en fer. Cette disposition est une condition essentielle pour un bon fonctionnement et un rendement élevé.

Le dernier modèle, complètement démontable, se compose de deux plateaux en fonte dans lesquels sont encastrés deux paquets de tôles isolées entre elles. Une fois le transformateur monté, les trois branches de l'E de chacun des paquets se trouvent en contact et les espaces rectangulaires vides laissés entre les branches sont occupés par les deux paires de bobines. Deux de ces bobines sont à fil fin et reçoivent le courant primaire de haut potentiel ; les deux autres, à gros fil, sont le siège du courant secondaire. Les fils sont enroulés sur des bobines en carton spécial de haut isolement.

La disposition adoptée a pour but de permettre un démontage rapide de l'appareil en cas d'avarie à une

des bobines et il suffit d'une demi-heure pour opérer un remplacement.

Un tel appareil a un rendement extrêmement élevé, qui atteint facilement 97 p. $\%$; il est d'ailleurs complètement auto-régulateur, c'est-à-dire que la différence de potentiel secondaire est constante, quelle que soit la charge demandée à l'appareil.

Lorsque le circuit secondaire d'un transformateur est ouvert, c'est-à-dire quand on ne fait produire à ce circuit aucun travail utile, le travail absorbé par le circuit primaire est de 2 à 3 p. $\%$ de la puissance nominale, c'est juste celui nécessaire à la magnétisation alternative du noyau, laquelle produit la force contre électromotrice primaire ne différant que d'une quantité très petite de la force électromotrice envoyée par la dynamo.

A mesure qu'on demande du travail au circuit secondaire, l'influence du courant dans ce circuit se traduit par une démagnétisation du noyau d'où une force contre électromotrice primaire plus faible et par suite affluence de courant primaire, de telle sorte que l'énergie qui arrive dans le circuit primaire est exactement la même que celle demandée au secondaire, plus celle du fonctionnement à blanc nécessaire pour l'entretien de la magnétisation du noyau.

Le transformateur est donc un appareil qui n'absorbe que l'énergie qu'on lui demande et est parfaitement économique.

Les transformateurs construits au Creusot se font sur quatre modèles différents : 1.000, 2.500, 5.000 et 10.000 watts.

ÉLECTROMOTEURS

Les électromoteurs à courant continu ou alternatif sont identiques aux dynamos génératrices, sauf pour

ceux du dernier type de faible puissance qui en diffèrent un peu (PL. XII, FIG. 1 et 1').

En ce qui concerne les électromoteurs alternatifs, il est nécessaire de les amener au synchronisme de phases avec la génératrice avant de leur donner leur charge ; une fois ce synchronisme atteint, on peut leur appliquer brusquement jusqu'à 150 p. % de leur puissance nominale sans les faire caler.

Ces moteurs sont excités par le courant alternatif redressé et les étincelles au redresseur sont à peine visibles.

Par suite de la selfinduction propre à ces appareils, s'ils viennent à s'arrêter accidentellement pour cause de surcharge trop grande ou de toute autre cause, l'intensité du courant n'atteint jamais une valeur bien considérable, à l'inverse de ce qui se produit avec le courant continu où on est obligé de protéger les appareils par des fusibles de sûreté.

On a pu juger de ces particularités sur le moteur alternatif de $1\frac{1}{2}$ cheval fonctionnant dans l'Exposition.

ACCESSOIRES

En dehors des appareils principaux qui viennent d'être passés en revue, MM. Schneider et C^{ie} construisent également les accessoires spéciaux tels que rhéostats automatiques et rhéostats à main, commutateurs divers, tableaux de distribution complets, etc.

Le rhéostat automatique de potentiel et de courant est basé sur l'équilibre entre une attraction magnétique d'une part et une poussée hydrostatique d'autre part ; l'organe régulateur agit sur une résistance variable à l'aide d'une coupe à mercure dans laquelle viennent s'immerger un plus ou moins grand nombre de touches de la résistance.

Cet appareil maintient le facteur à garder constant à 2 p. % de sa valeur normale.

Quant aux commutateurs, prise de courant, etc., ils sont construits avec le plus grand soin et montés tous sur porcelaine, afin d'obtenir une très haute isolation.

Ce court exposé et quelques expériences faciles à réaliser à l'Exposition même suffisent à montrer que l'ensemble des appareils électriques dont nous venons de parler comporte les conditions voulues pour l'exploitation sûre et économique d'une distribution d'énergie électrique.

Les soins que MM. Schneider et C^{ie} apportent à l'exécution des appareils en question et au choix des matières entrant dans leur construction contribuent pour une large part à leur assurer toutes les qualités désirables et à les faire apprécier par toutes les personnes qui en font emploi.

PRIX-COURANTS

DES

CHARBONS ET COKES — FONTES, FERS ET ACIERS, ET MÉTAUX DIVERS

AU 30 NOVEMBRE 1891.

CHARBONS ET COKES

A Saint-Etienne.

la tonne.

Pérats, bonne qualité	30 ^f ,00	32 ^f ,00
— qualité ordinaire	26,00	29,00
Grelassons et débris, premier choix	25,00	27,00
— — deuxième choix.	22,00	24,00
Petites chatilles lavées	20,00	21,50
— non lavées.	17,00	18,00
Grenettes lavées	17,00	18,00
Malbroug	21,00	24,00
Charbon pour gaz, première qualité	"	20,00
— — deuxième qualité.	17,00	19,00
Menu sortant forge, première qualité	22,00	25,00
— — deuxième qualité.	20,00	21,00
Menu criblé ou lavé forge.	19,00	21,00
Grenettes lavées forge	21,00	22,00
Charbon de chauffage, première qualité	17,00	20,00
— — deuxième qualité	14,00	16,00
Menu pour la grosse forge.	17,00	18,00
Menu pour fours à chaux.	11,00	12,00
Menu fin ordinaire	13,00	15,00
Agglomérés.	22,00	25,00
Coke lavé, premier choix.	31,00	36,00
— deuxième —	26,00	31,00
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	24,00	26,00
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage	28,00	32,00
— escarbilles	12,00	15,00

Houillères de Rive-de-Gier.

Pérats	"	"
Grèles	26,00	31,00
Chatilles.	21,00	27,00
Malbroug	21,00	23,00
Menu	15,00	18,00
Agglomérés.	21,00	23,50
Coke lavé	31,00	36,00
Coke non lavé	24,00	26,00
Agglomérés ovoïdes.	"	21,00

FONTES, ACIERS ET FERS

SAINT-ÉTIENNE :

Fonte ordinaire	70	francs la tonne.
— mi-fine	90	— —
— fine	110	— —
— épurée (système Rollet)	170	— —
Aciers Martin laminés au grand mill, qual. supérieure. }	28 à 40	— les 100 k.
— — — 1 ^{re} qualité.		
— — — qual. ordinaire		
— — — extra doux	23	— —
— — au moyen mill, qual. supérieure. }	28 à 45	— —
— — — 1 ^{re} qualité.		
— — — qual. ordinaire		
— — — extra doux	25 à 28	— —
— — au petit mill, qual. supérieure. }	32 à 55	— —
— — — 1 ^{re} qualité.		
— — — qual. ordinaire		
— — — extra doux	30 à 38	— —
Acier fondu au creuset pour outils	100 à 175	— —
— chromé	200	— —
Fers laminés au grand mill (suivant qualité).	22 à 30	— —
— — moyen mill —	25 à 34	— —
— — petit mill —	30 à 42	— —
Tôles ordinaires	23	— —
Tôles n° 2	25	— —
— 3	27	— —
— 4	31	— —
— 5	36	— —
— 6	39	— —
— 7	42	— —
Tôles acier construction.	26	— —
— — chaudière	32	— —
Fers marchands (base)	18	— —

LONGWY.	Fontes de moulage n° 1	68	francs la tonne.
	— n° 3	66	— —
	— n° 5	61	— —
	Fonte blanche d'affinage	55	— —
	— truitée blanche	56	— —
	— truitée grise	57	— —
	— grise.	58	— —
CHAMPAGNE. Fontes de moulage n° 1		85 à 90	— —
	— n° 5	70 à 72,50	— —
	Fontes d'affinage.	70 à 75	— —
NORD.	Fers marchands	14 à 14 6)	— les 100 k.
	Fers en U.	18	— —
	Cornières et fers spéciaux	14 à 18	— —
	Larges-plats	16 à 17	— —
PARIS.	Fers marchands	16 50	— —
	Fers à planchers.	17 50	— —
	Tôles	20	— —

Cours des métaux.

CUivre : Londres : Chili ordinaire	112,50	les 100 kil.
— Chili choisi	125 à 127,50	—
ZINC : Londres : marques spéciales	58,75	—
— marques ordinaires	58,15	—
— Silésien en feuilles	63,15	—
PLOMB : Londres : Plomb d'Espagne	29	—
Paris : Marques ordinaires.	31	—
ETAIN : Londres : Détroits.	225,50	—
— Australien	228,15	—
Paris : Banca.	247,55	—
— Billiton.	238,75	—
— Détroits.	238,25	—

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ

1^o Publications périodiques.

- Annales des Mines, tome XIX, 3^e et 4^e liv. de 1891 (8^e série).
 Annales des Ponts et Chaussées : juin, juillet août et septembre 1891.
 Annales industrielles, 16 numéros.
 Association amicale des élèves de l'Ecole nationale supérieure des mines : bulletins de juin, juillet, août et septembre 1891.
 Bulletin de la Société d'Encouragement : juillet, août, septembre, octobre et novembre 1891.
 Bulletin technologique de la Société des anciens élèves des Ecoles nationales d'arts et métiers : 8^e, 9^e, 10^e et 11^e liv. (1891).
 Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse : bulletins de juillet, août et septembre 1891. — Programme des prix proposés par la Société industrielle de Mulhouse dans son assemblée du 27 mai 1891, 1 brochure. — Lois allemandes sur les brevets d'invention (7 avril 1891) et sur les modèles de fabrication (1^{er} juin 1891), 1 brochure.
 Bulletin de l'Union des charbonnages : 23^e année ; n^{os} 7, 8 et 9 (1891).
 Le Génie Civil : tome XIX, 14 numéros ; tome XX, 4 numéros.
 Jurisprudence générale, par Dalloz : 7^e, 8^e, 9^e et 10^e cahiers de 1891.
 Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils : juin, juillet, août et septembre 1891.
 La Nature (Revue) : 19^e année, 18 numéros.
 Revue de la Législation des mines, par E. Delecroix : juillet-août 1891.
 Revue universelle des Mines et de la Métallurgie : tome XIV, juin, juillet, août et septembre 1891.
 Proceedings of the South-Wales institute of Engineers : volume XVII, juillet 1891.
 Iron, the Journal of sciences metal and manufactures : volume XXXVIII, 20 numéros.
 The Engineering and mining Journal : tome LII, 18 numéros.
 Royal Society of New-South-Wales : volume XXIV, 2^e partie (1890).
 Smithsonian Report (1889).

- Verhandlungen der K.K. Geologischen Reichsanstalt ; nos 8, 9, 10, 11, 12, 13 et 14 (1891).
- Oesterreichisches Zeitschrift für Berg und Hüttenwesen, tome XXXIX, 18 numéros.
- Zeitschrift der deutschen geologischen gesellschaft : tome XLIII, 1^r et 2^e livraisons (1891).
- Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen-Wesen : tome XXXIX, 3^e livraisons (1891).
- Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure : tome XXXV, 18 numéros.
- Zeitschrift für das Deutsche Eisenhüttenwesen : tome XI, nos 8, 9, 10 et 11 (1891).
- Giornale del Genio civile, Rome : mai-juin, juillet, août et septembre 1891.
- Boletin de minas y construcciones, de Lima : 7^e année, nos 5 et 6 de 1891.
- Revista minera metallurgica y de Ingeniera : 16 numéros.
- Jern Kontorets Annaler ny serie Tidskrift for Svenska Bergshandteringen, Fyrationsdefemte årgång : Annuaire 1886-1890, 4^e et 5^e livraisons (1891).
- Annalen des K.K. Naturhistorischen Hofmuseums, nos 1 et 2 (1891).

2^e Dons faits à la Société.

- Géogénie. — Etude sur l'origine et la formation de la terre, par Danton, 1 brochure.
- Congrès des Sociétés savantes. — Discours prononcés à la séance générale, par M. Gaston Boissier, de l'Académie française, et M. Léon Bourgeois, Ministre de l'Instruction publique, 1 brochure.
- Bulletin de la Société géologique de Normandie, tome XII, années 1887-1888-1889, 1 vol. in-8° (1890).
- Observations sur les trains à marche rapide, par M. Worms de Romilly, 1 brochure.
- Description d'un compresseur d'air, par MM. Désiré Delforge et Jean-François Colette, 2 feuilles manuscrit et plans.
- Le graphique des célébrités contemporaines, 1 brochure illustrée.
- Minerals (Ouput 1860-90), par M. Stuart Wortley, 1 brochure.
-

ACTES ADMINISTRATIFS

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX

DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 25 septembre 1891.

Sont présents : MM. Chansselle, Desbief, Grand'Eury et Tauzin. — S'excusent MM. Brustlein, Castel, Devillaine, Evrard, Harmet et Wéry.

Admission de 3 nouveaux membres ; démissions, 3 ; décès, 3.

Souscription au buste de Fontaine, à Anzin.

Composition de la 2^e livraison du tome V, 3^e série.

Séance du 17 novembre 1891.

Sont présents : MM. Baretta, Brustlein, Chansselle, Clair, Desbief, Leseure, Rollet, Tauzin, Voisin et Wéry. — S'excusent : MM. Brustlein, Castel, Evrard, Pinel, du Rousset et Termier.

Admission de 12 nouveaux membres ; démissions, 14 ; décès, 3.

Composition de la 3^e livraison.

Mémoires reçus et promis.

Congrès de Bourgogne.

Office du travail.

SUPPLÉMENT

A LA LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 30 NOVEMBRE 1891.

NOUVEAUX MEMBRES

Danis, ingénieur à la Société houillère et métallurgique de Peñarroya, à San-Quintin, par Veredas, province de Ciudad-Réal (Espagne).

Direction des charbonnages de Marcinelle-Nord, à Marcinelle, près Charleroi (Belgique).

Dubreuil, ingénieur civil, 31, rue de l'Hôtel-de-Ville, Lyon.

Duffieux (A.), ingénieur aux mines d'Aniche (Nord).

Jacob (EMILE), directeur des phosphates de Cacérès, Estramadure (Espagne).

Fayen, ingénieur aux mines de Saint-Michel et Sordières (Savoie).

Le Neve Foster (CLÉMENT), inspecteur royal des mines, et professeur d'exploitation des mines à l'Ecole royale des mines de Londres, à Llandudno, Pays de Galles (Angleterre).

Macé (JULES), constructeur à Rennes (Ille-et-Vilaine).

Mariotte, ingénieur aux forges et aciéries de Saint-Etienne, au Marais, Saint-Etienne.

Mockel (ERNEST), directeur-gérant des charbonnages de Marcinelle-Nord, à Marcinelle, près Charleroi (Belgique).

Mouille, fondeur à Saint-Chamond (Loire).

Raspal (FERNAND), ingénieur civil, 4, faubourg du Soleil, Alais (Gard).

Reynaud, ingénieur aux forges et aciéries de Saint-Etienne, au Marais, Saint-Etienne.

Société anonyme des charbonnages du Nord de Charleroi, à Roux (Belgique).

CHANGEMENTS D'ADRESSES

Aguillon (LOUIS), ingénieur en chef des mines, 71, rue du Faubourg-Saint-Honoré, Paris.

Bernard (MAURICE), ingénieur au Corps des mines, à Dijon (Côte-d'Or).

Blanc (HENRI), ingénieur principal des mines du Kef-Oum-Théboul, à La Calle (Algérie).

Brard (F.), ingénieur civil, à Verneuil (Eure).

Chadefaux, ancien directeur des hauts-fourneaux de Denain, à Anzin (Nord).

Coutrot (HENRI), ingénieur civil des mines, 18, rue de l'Université, Paris.

Delaval (L.), ingénieur civil, 13, avenue de la Grande-Armée, Paris.

Deshayes (VICTOR), ingénieur, 9, rue de l'Abbé-de-l'Epée, Paris.

- Dujardin-Beaumetz**, ingénieur civil des mines, 5, avenue Victor-Hugo, Paris.
- Fèvre**, ingénieur au Corps des mines, 12, place de la Préfecture, à Arras (Pas-de-Calais).
- Fontaine** (A.), ingénieur au Corps des mines, chef de la section de statistique de l'Office du Travail, 64, rue des Mathurins, Paris.
- Gollion** (J.), ingénieur aux mines de plomb argentifère de Villefranche (Aveyron).
- Gouin** (FÉLIX), ingénieur aux mines du Rio-Ollastu, à Cagliari (Sardaigne).
- Hansel**, sous-directeur de la mine de Saulnes (C^{ie} de Saintignon), à Saulnes, par Longwy (Meurthe-et-Moselle).
- Imbert** (ANTOINE), ingénieur, 416, rue Paradis, Marseille.
- Laville**, contrôleur des mines, 17, rue Villebœuf, Saint-Etienne.
- Lebreton**, ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne.
- Leclerc**, ingénieur au Corps des mines, à Chalon-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Lévy** (LÉON), ingénieur en chef des mines, directeur de la C^{ie} anonyme des forges de Châtillon et Commentry, 2, rue Logelbach, Paris.
- Lhomme**, ingénieur, 175, rue Saint-Honoré, Paris.
- Mahler** (P.), ingénieur civil des mines, 52, rue du Faubourg-Saint-Honoré, Paris.
- Martin** (EUGÈNE), ingénieur civil, 6, rue des Chartreux, Paris.
- Matheron** (J.-C.), ingénieur aux mines de Brassac (Puy-de-Dôme).
- De Pascal**, ingénieur des Arts et Manufactures, 148, rue de Vendôme, Lyon.
- Poussigue**, directeur de la Société des houillères de Ronchamp (Haute-Saône).
- Prost**, ingénieur au Corps des mines, à Alais (Gard).
- Tay** (T.), ingénieur aux mines de La Mure, à La Motte-d'Aveillans (Isère).
- Vilain** (PAUL), ingénieur-directeur des travaux de recherches de la Société houillère de Bouchain, à Bouchain (Nord).

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

FABRICATION DU COKE

Par M. ROSSIGNEUX,
ingénieur civil des Mines.

(SUITE)

Le four du D^r Otto, de Dalhausen, est une transformation du four Coppée, destinée à permettre la condensation des sous-produits.

Four Otto.

Comme dans le four Coppée, les piédroits renferment des carneaux verticaux aboutissant à un canal longitudinal placé sous la sole ; pour la bonne circulation du gaz, il y a un second canal longitudinal placé sous la sole, au-dessous du premier. Les gaz dépouillés de leurs éléments condensables reviennent aux fours et sont utilisés à leur chauffage au moyen des dispositions que nous allons décrire.

Les fours Otto se divisent en deux classes : la première classe comprend ceux dans lesquels la condensation n'a lieu que pendant une partie de la durée de la cuisson ; dans la deuxième classe, la condensation est continue, comme dans les fours Carvès.

Première classe, FIG. 1 à 3, PL. XIII.

Les trois ouvertures T servent au chargement du four. Les tuyaux E servent à l'aspiration des gaz, les tuyaux R ramènent dans le four même, au contact de la charge, les gaz dépouillés des sous-produits.

Les carneaux verticaux d'un même piédroit communiquent alternativement, de deux en deux, par les ouvertures pratiquées en haut de ces carneaux, avec le four de droite et avec celui de gauche. Les flammes circulent de bas en haut dans ces conduits et débouchent dans les carneaux US situés sous la sole.

L'air destiné à la combustion est chauffé en K sous les soles ; il monte à la partie supérieure des fours par cinq carneaux verticaux dans chaque piédroit et arrive au sommet de chacun des carneaux verticaux parcourus par les flammes au moyen de conduits longitudinaux.

Voici la marche du chauffage. Les fours fonctionnent en 48 heures et sont conjugués deux à deux au point de vue du chauffage ; une série de petits passages tels que WC font communiquer deux à deux les carneaux OS des soles.

Prenons deux fours tels que O_3 et O_4 . Le four O_3 vient d'être défourné, tandis que O_4 a été chargé la veille, et ne fournit que des gaz pauvres, qui ne sont pas condensés. Dès que O_3 est chargé, on ouvre les tuyaux d'aspiration E_3 , on ferme R_3 ; les gaz qui se dégagent du four O_3 sont envoyés aux condenseurs ; ceux du four voisin O_4 brûlent directement sur la charge, mélangés aux gaz épurés qui arrivent par les tuyaux R_4 . Les flammes chauffent les deux piédroits du four O_4 , mais par la moitié seulement des carneaux verticaux ; elles descendent dans le carneau US_4 , chauffent la sole du premier four en remontant par OE_4 dans OS_4 , et passent sous la sole du four O_3 par le conduit WC ; la dalle réfractaire S_3 ferme l'ouverture OE_3 et débouche l'orifice F_3 par lequel les gaz vont à la cheminée.

Cette disposition est bien compliquée et doit entraîner des pertes de gaz par les vannes S, qu'il faut ma-

nœuvrer toutes les 24 heures. La charge est chauffée fortement et sur les quatre faces, pendant la seconde période de 24 heures, ce qui serait avantageux au point de vue de la qualité du coke si, par contre, le chauffage n'était très lent dans la première période pendant laquelle il n'a lieu que sur trois faces du gâteau de coke, et avec la moitié des carneaux verticaux seulement.

2^e classe. — Ces fours, représentés Fig. 6 à 10, PL. XIII, sont à deux ou à un seul carneau sous la sole.

Lorsqu'il y a deux carneaux, le gaz dépouillé est injecté sous la sole de chaque four dans le carneau supérieur; les flammes montent dans les piédroits par la moitié des carneaux verticaux et redescendent par la deuxième moitié qui communiquent avec le carneau inférieur; de là, elles se rendent à la cheminée.

Lorsqu'il n'y a qu'un carneau sous chaque sole, Fig. 9 les fours sont assemblés par 3 et ne sont munis de tuyères à gaz que de 2 en 2. Prenons un four muni d'une tuyère: les flammes montent dans les carneaux verticaux d'ordre pair, à droite et à gauche, et redescendent par les carneaux impairs, sous les soles des fours de droite et de gauche, munies d'un registre communiquant avec la cheminée.

Dix fours Otto ont été établis à la houillère Holland près Bochum. Ils ont 10 mètres de long, 1^m,66 de hauteur sous voûte et 0^m,60 de large. La charge est de 5.200 kil. de houille. La calcination se fait en 55 heures et en 72 heures seulement quand le charbon est trop humide. Voici les résultats qui ont été obtenus de juin à décembre 1882, soit pendant 7 mois.

La production par four et par 24 heures a été de 1.300 kil., soit un rendement de 75 p. %.

On a recueilli de 3,10 à 3,90 p. % de goudron représentant en moyenne 1 fr. 95 par tonne de houille crue

et une quantité d'eau ammoniacale représentant 1 fr. 76 par tonne. La valeur totale des sous-produits a donc été de 3 fr. 71 par tonne de houille.

Voici la liste des principales installations de fours Otto en Allemagne :

40 fours à Pluto,	près Waune;
60 — à Westphalia,	près Dortmund;
40 — chez M. Schultze,	à Riemke;
60 — à Germania,	près Marten;
60 — Amalia,	près Langendreer.

En Silésie, il y a également les installations suivantes :

50 fours à Forembaschacht,	à Oberschesien;
20 — à Schlesische Kohlenkokswerke,	à Gottesberg;
30 — à Fridenshoffnungshütte,	à Niederschlesien.

Le docteur Otto a fait, en 1884, à l'Association des fabricants de fer allemands, à Dusseldorf, une communication sur son four. En 1884, il y avait en activité 20 fours à Pluto (Westphalie) et 20 à Gottesberg (Silésie).

À Pluto, les fours ont $0,60 \times 9 \times 1,60$ — 10 centimètres de fruit du côté de la sortie; axe en axe, 0,95. On y recueillait de 3,46 à 2,78 p. % de goudron, contenant :

Benzine.....	de 0,954 à 1,06 p. %;
Naphtaline.....	de 4,27 à 5,27 —
Anthracène.....	de 0,575 à 0,64 —
Brai.....	50 p. %.

On vendait les eaux ammoniacales d'après leur degré.

M. Otto calculait qu'au prix de 6 fr. 90 les 100 kilog. de goudron, ce produit représente par tonne de houille :

2f,40 pour 3,5 p. % de rendement ;

2 — 3 —

1f,72 — 2,50 —

1f,37 — 2 —

En admettant le prix de vente de 33 fr. 75 pour le sulfate d'ammoniaque, cela représente :

1f,90 pour 0k,7 de sulfate ;

2f,75 — 1k,0 —

3f,75 — 1k,37 —

On distille annuellement :

Angleterre..... 350.000 tonnes de goudron ;

France..... 55.000 —

Belgique..... 50.000 —

Hollande..... 15.000 —

Allemagne..... 62.000 —

532.000 —

La production de 1.000 fours à coke, soit 27.000 tonnes de goudron, est insignifiante à côté des quantités de goudron actuellement distillées ; la fabrication des agglomérés se développe de plus en plus et demande des quantités croissantes de brai ; il n'y aurait donc pas à craindre que le développement des fours à utilisation de sous-produits fasse baisser les prix du goudron.

Le docteur Otto a donné à l'*Iron Institut* d'octobre 1884 quelques renseignements sur les fours Hoffman-Otto, de Gottesberg. La température dans le carneau du dessous est de 2.200 à 2.500 degrés Fahrenheit ; dans les carnaux latéraux, 2.000 à 2.200 degrés ; dans le régénérateur qui sert à chauffer l'air, au moment où l'air vient d'être admis, 1.800 degrés ; une heure après, 1.330 ; dans la cheminée, 8 à 900 degrés. Il s'agit ici de degrés Fahrenheit. D'après lui, on recueillait avec les fours à sous-produits 1 p. % de sulfate d'ammoniaque en Westphalie ;

0,7 à 0,8 à Saarbruck et 1,1 à 1,7 p. % dans la Haute-Silésie.

Le docteur W. Cohn, de Berlin, a donné à la même époque quelques chiffres relatifs aux résultats obtenus dans 30 fours de la Haute-Silésie, carbonisant 50 tonnes de houille par jour. Le goudron se vendait 4 marcs 5 les 100 kilog. ; le sulfate d'ammoniaque, 25 marcs. Le coût de la préparation du sulfate étant de 9 marcs, il reste 16 marcs par 100 kilog. de sulfate. Le rendement obtenu étant de 3 p. % de goudron, soit 1.500 kilog. par jour et de 1 p. % de sulfate, les sous-produits procurent donc un bénéfice de 147 marcs 5 par jour. En déduisant 47 marcs 5 pour les frais supplémentaires causés par la récupération et pour intérêts, il reste 100 marcs pour 50 tonnes de houille. Le rendement en coke étant de 65 p. %, soit 32^t,50 par jour, le bénéfice par tonne est de 3 marcs 10.

Les charbons de la Haute-Silésie sont des houilles flambantes donnant, avec le four Otto, un excès de gaz combustibles qui, à l'usine Julien, est utilisé au chauffage des appareils Cowper. On a évité ainsi les difficultés qui se rencontrent en Silésie dans l'emploi des appareils à chicanes de briques, à cause de la forte proportion de poussières d'oxyde de zinc entraînées par les gaz des hauts-fourneaux.

Four Herberz. Le four Herberz, breveté en 1883, est analogue au four Otto et comporte des carneaux verticaux entre les divers compartiments du four. Ce four est disposé pour la condensation des goudrons ; les gaz sont aspirés, refroidis et lavés et servent ensuite au chauffage du fond. L'introduction du gaz, dépouillé de ses sous-produits, se fait par le haut du four, au niveau de la plateforme de chargement. Il y a pour chaque compartiment toute une série de prises de gaz dont cha-

cune correspond à un carneau. Le nombre s'en trouve ainsi augmenté dans une énorme proportion ; il est bien difficile de régler convenablement la quantité d'air nécessaire à la combustion ; un excès ou un manque d'air abaisse la température, et la pratique a montré que ces fours chauffaient mal et ne pouvaient se suffire avec leur propre gaz.

Le four Aitken est un perfectionnement des fours à Four Aitken. boulanger. M. Aitken insuffle, sous la voûte, les gaz dépouillés, mélangés avec de l'air chauffé ; il aspire les gaz par trois carneaux disposés sous la sole (Fig. 4 et 5, Pl. XIII).

L'insufflation de l'air et des gaz non condensés a pour résultat d'augmenter la température du four et par conséquent de diminuer la durée de la calcination ; de 80 heures, celle-ci est descendue à 62 et même à 36 heures.

Le déchet est moindre, car il n'est plus nécessaire de brûler la partie supérieure de la charge pour produire la chaleur indispensable à la distillation. Les gaz enflammés s'échappent par des ouvertures ménagées à la naissance de la voûte et cèdent leur chaleur à l'air destiné à les carburer.

Les trois carneaux de la sole ont 10 centimètres de côté ; ils sont recouverts de dalles réfractaires portant des trous coniques ayant 6 millimètres de diamètre en haut et 25 millimètres en bas.

Lorsque le four est chargé et le charbon allumé, on insuffle l'air ; au bout de 3 heures, la température étant suffisamment élevée, on commence l'aspiration. Les ouvertures par lesquelles les gaz brûlés se rendent à la cheminée sont partiellement fermées, de façon à obtenir dans le four une pression de 5 millimètres d'eau.

La même dépression est obtenue par l'aspiration, qui se continue jusqu'à la fin de la calcination.

Le principe appliqué par M. Aitken aux fours à boulanger est déjà ancien. En 1859, M. Ed. Jones a pris en Angleterre un brevet pour recueillir le goudron du coke cuit en tas, à l'air libre, en aspirant les gaz de la distillation au moyen de tuyaux aboutissant sous l'aire de calcination. Il fit même dans l'établissement qu'il dirigeait une application de son système : l'aspiration des gaz était produite par le tirage d'une cheminée recevant des gaz chauds; la condensation se faisait dans une vieille chaudière remplie de coke arrosé d'eau.

En avril 1880, M. Aitken a communiqué à l'Institut des ingénieurs du Nord de l'Angleterre les résultats obtenus sur un four d'essai de 3^m,15 de diamètre.

La charge était de 4.200 kilog. de houille d'Ecosse provenant de Binnichill Splint, dont l'analyse faite par M. Robert Mac Alley a donné :

Matières volatiles.....	28,83	p. %;
Carbone fixe.....	64,20	—
Cendres	4,50	—
Soufre.....	0,27	—
Eau.	2,20	—

Le rendement en coke fut de 65,77 p. %, la durée de l'opération 36 et 48 heures; le coke contenait 6,53 p. % de cendres.

Le rendement des fours à boulanger ordinaires est, avec les houilles d'Ecosse, compris entre 50 et 65 p. %.

On obtient par tonne de houille 38 litres de goudron et 91 litres d'eau ammoniacale à 2 degrés Tweddel.

Par un brevet pris en 1882, M. Aitken a modifié la forme de son four ou plutôt a appliqué son système d'aspiration sous la sole et de combustion directe sur

la charge, au four Coppée. Cette nouvelle idée n'a pas reçu grande application; elle mériterait un examen sérieux, car avec ce système, on ne modifie pas la façon dont se fait la cuisson du coke. Avec les fours Carvès, Otto et autres où on recueille des sous-produits, la charge n'est chauffée que sur trois faces; on est conduit à réduire la largeur du four pour arriver à carboniser moins lentement, et le coke qu'on obtient est très différent, soit comme grosseur des morceaux, soit comme aspect, du coke cuit à haute température par contact direct des flammes avec la charge. Si on arrivait à chauffer la charge sur ses quatre grandes faces, tout en recueillant les sous-produits, on réaliserait un progrès considérable.

M. Jameson, de Newcastle a fait breveter, il y a une dizaine d'années, un four analogue au four Aitken, et consistant en un four à ruche avec aspiration des sous-produits par la sole. Il a obtenu un certain succès, dû à ce que les anciens fours peuvent se transformer en four Jameson sans grands frais et par une simple modification de la sole; le coke obtenu au four Jameson l'est dans des conditions de cuisson tout à fait analogues à celles du four ordinaire et l'aspect du coke n'est pas sensiblement changé. Les Anglais, très attachés à leurs vieux fours et à leur coke, n'ont donc pas vu leurs habitudes heurtées par la nouvelle invention.

La sole du four Jameson était faite au début de dalles munies de trous, comme dans le four Aitken.

Ces trous ayant l'inconvénient de se boucher plus ou moins, M. Jameson construit maintenant les soles au moyen de fers à I placés parallèlement à 50 centimètres les uns des autres et entre lesquels sont des dalles réfractaires; le fer est complètement noyé dans la

maçonnerie, la plate-bande supérieure est seule apparente ; au-dessous de chaque fer est un canal longitudinal pour recueillir les gaz. Par suite des dilatations et des contractions successives des fers à chaque chargement, il existe toujours le long des fers une fissure qui suffit pour laisser passer les gaz.

Les fours Jameson et Aitken sont tout à fait analogues, la même idée ayant été réalisée à peu près à la même époque par les deux inventeurs.

Le tuyau d'aspiration aboutit sous la sole et fonctionne avec une dépression de 12 à 100 millimètres d'eau, suivant les installations, produite par un ventilateur Root ou Beale.

L'arrosage du coke a lieu dans l'intérieur du four ; en aspirant pendant cette opération, les conduites se nettoient et on recueille des gaz combustibles et de l'ammoniaque.

Il faut avoir bien soin que l'air ne puisse pénétrer dans les tuyaux d'aspiration, les explosions étant à craindre.

La fondation doit être parfaitement imperméable, ce qui s'obtient en pilonnant un mélange de béton et de goudron, ou mieux avec des enduits au silicate de soude.

Quatre fours de ce système ont fonctionné dès 1883 à l'usine de MM. Pattinson et C^o, à Felling.

En se servant de charbon de Longhurst, houille pour chaudière du Northumberland, on a obtenu par tonne de charbon : 45 litres 43 d'eau ammoniacale correspondant à 6^k,81 de sulfate, et 42 litres de goudron dont la composition était :

Huile propre à l'éclairage.....	62,55 p. ° ;
Huile à graisser	18,80 —
Paraffine	7,89 —
Brai.....	10,76 —

Le goudron est moins dense que le goudron de gaz et ne contient pas de benzine. Il provient uniquement de la distillation du charbon à très basse température : dès que la distillation commence, les gaz sont en effet aspirés à travers la houille encore froide et ne traversent pas le coke incandescent, comme dans les cornues à gaz et les fours Carvès. Ces derniers fournissent, au contraire, un goudron dont la densité et la composition sont tout à fait analogues à celles des goudrons de gaz.

Le charbon employé à Felling était du poussier fin dont les charbonnages anglais trouvent difficilement l'écoulement.

Les sous-produits ont donné à MM. Pattinson une valeur de 7 fr. 50 par tonne de houille.

La distillation se fait dans le four Jameson comme dans le four à ruche ordinaire, avec une certaine lenteur ; les gaz de la distillation étant aspirés dès qu'ils commencent à se produire dans la houille chauffée, leur température n'est que de 180° à la sortie du four et 100° à peine dans les conduites d'aspiration.

D'autres installations du four Jameson ont été faites dans diverses usines à coke anglaises, notamment au charbonnage de Page Bank appartenant à M. L. Bell. Le coût de l'application du système aux anciens fours à ruche a été de 200 à 250 francs par four.

Le coke des fours transformés est identique à celui des anciens fours, le rendement est resté le même. On fait deux charges par semaine (on ne travaille pas le dimanche) et la cuisson est complète en 72 heures.

On obtient dans ces fours 18 litres de goudron et 45 litres d'eau ammoniacale, par tonne de houille traitée.

Dans une autre installation on a obtenu de meilleurs résultats : 5 tonnes de houille calcinées en 70 heures

ont donné 3.302 kil. de coke, soit 66 p. % de rendement; les sous-produits ont été de 6,7 p. % de goudron et 20,8 p. % d'eau ammoniacale représentant 0,567 p. % de sulfate d'ammoniaque. Le rendement en goudron est particulièrement élevé et s'explique par la basse température de distillation et par la nature du combustible.

En Angleterre, les installations pour la condensation des sous-produits se composent généralement d'un extracteur Root ou Beale qui aspire les gaz et les refoule dans une série de tuyaux horizontaux refroidis par de l'eau tombant en pluie, puis dans les laveurs ou scrubbers, colonnes verticales remplies de coke ou de matériaux concassés dans lesquels ils circulent en sens contraire de l'eau condensée, ce qui procure un enrichissement de celle-ci et une élévation du rendement en ammoniaque.

Le goudron et les eaux se rendent dans de grandes citernes où se fait la séparation des deux matières par ordre de densité.

Four Lürmann. Ce four a été créé par le D^r Lürman, d'Osnabruck, pour fabriquer du coke dense soit avec des mélanges très maigres, soit avec des houilles à longue flamme. Ses caractéristiques sont : 1^o la compression de la houille pendant la cuisson ; 2^o la continuité absolue de la distillation.

Avec les autres systèmes de fours, la calcination s'effectue toujours avec les phases successives suivantes :

1^o Le charbon étant enfourné dans le four possédant une certaine chaleur provenant de l'opération précédente, il s'écoule un temps assez long, surtout dans les fours en 48 heures ou en 72 heures, avant que la dis-

tillation devienne assez active pour que la température du four revienne à son chiffre normal.

2° La distillation se fait avec une activité croissante qui atteint bientôt un maximum.

3° Le dégagement de gaz diminue ensuite d'intensité et finit par cesser complètement; l'opération est terminée et on défourne.

Quoique l'enfournement ait lieu aussi rapidement que possible dans les fours en 24 heures, le four reste vide pendant un certain temps et se refroidit; les portes n'étant pas lutées, il y a appel violent d'air qui se surchauffe comme dans un régénérateur Siemens, et en venant ensuite en contact avec les gaz de fours voisins, donne au point où le mélange a lieu des jets de chalu-meu d'une température extrêmement élevée, qui sont une cause de détérioration. Ce phénomène se produit assez souvent dans le carneau collecteur général des fours Coppée.

Tous les fours devraient être munis de registres d'entrée d'air de façon à proportionner l'arrivée de l'air au dégagement des gaz. C'est ce qui se fait dans une certaine mesure dans les fours Coppée, mais cette manœuvre demande des employés très soigneux, le dosage de l'air n'est fait que très approximativement et il y a presque toujours pendant la troisième période un excès d'air qui entraîne la combustion d'une partie du coke.

La compression est bien exercée sur les houilles pendant le chargement, surtout dans les fours Appolt et dans les fours J. Quaglio (page 559), mais cette compression n'a d'effet utile que pour les premières couches qui subissent la carbonisation; par suite du retrait de la cuisson, l'effet de la compression initiale est faible sur le centre de la charge.

Le four Lürman opère la combustion toujours dans

les mêmes conditions et comprime la houille pendant qu'elle est à l'état pâteux dans le four chauffé.

Les FIG. 1 à 4, PL. XIV, donnent différentes coupes de ce four.

Le compartiment A est toujours rempli de charbon qui passe par tous les degrés de calcination en avançant suivant la longueur du four. Il est construit à l'aide de briques réfractaires de dimensions ordinaires. Les parois latérales vont en s'évasant sur la sortie O ; la sole est assez fortement inclinée du même côté.

Le charbon est déversé par de petits wagons, dans la trémie *n* (FIG. 4). L'enfournement se fait mécaniquement au moyen d'un piston en fonte actionné par un arbre B mû par une machine. On refoule ainsi de petites charges à intervalles égaux. Aux fours d'Herné, dont nous parlerons plus loin, on introduit toutes les demi-heures 25 kil. de charbon. La pression doit être suffisante pour vaincre le frottement du charbon et du coke le long des parois. Dans la zone où la houille est à l'état pâteux, il y a souvent des adhérences, c'est pour cette raison qu'on donne au four une forme évasée, alors qu'il semblerait plus logique de rétrécir le four en avançant, puisque le volume d'une tranche perpendiculaire à l'axe diminue plutôt en avançant par suite du retrait. Mais dans un tel four il serait impossible de faire pratiquement avancer la masse.

La compression se fait surtout pendant que la houille distille à l'état pâteux ; on obtient ainsi un coke très résistant et très dense.

Le charbon s'échauffe peu à peu en avançant, puis distille. Les gaz se rendent par les ouvertures *a* dans les carneaux de combustion *c*. Lorsqu'on recueille les sous-produits, on ne ramène les gaz en *c* qu'après leur avoir fait traverser les appareils de condensation communs à plusieurs fours.

Les flammes chauffent les parois du four au moyen des carneaux *e, f, d*, où la température est le plus élevée, puis ils se rendent en *g* et de là à la cheminée par le canal *i* fermé en partie par le registre *h*. Il y a donc, dans une certaine mesure, chauffage méthodique de la charge. Le coke formé abandonne une partie de sa chaleur, au moyen des carneaux *c*, à l'air destiné à la combustion, qui pénètre par les ouvertures *b* dans les chambres *c* où il vient enflammer les gaz.

Le défournement se fait par la porte *O*, qui est en temps ordinaire soigneusement lutée.

On retire rarement plus de 4 à 500 kil. de coke à la fois ; l'opération du déchargement se répète donc plusieurs fois par jour. Pour cela on ferme le registre *h* (qui est refroidi par un courant d'eau), de façon à empêcher tout appel d'air à travers le coke incandescent ; on ouvre la porte *O* et on fait tomber le coke dans des wagonnets, en le tirant avec des crochets en fer.

Les ouvertures *k* servent à suivre la marche de la combustion. La longueur du four est déterminée par la qualité de la houille et la production que l'on désire obtenir. Dans un des modèles, la surface totale de chauffage est de 9^{m²},5.

M. Lürman a fait, en juin 1883, à la Société des ingénieurs allemands une communication sur les résultats obtenus avec ses fours.

La dénomination de charbon à coke, dit-il, a été adoptée depuis quelques années dans la fabrication en grand du coke. Cette classification n'a qu'une valeur relative, la qualité du coke étant fortement influencée par le système de fours employés.

M. Lürman croit pouvoir affirmer que :

1° Les charbons qui, grâce aux fours actuels, portent le nom de charbon à coke sont ceux qui abandon-

nent leur gaz à basse température et très rapidement ; les cokes obtenus sont relativement légers.

2° Les charbons à gaz perdent leurs matières volatiles à une température plus élevée ; ils produisent du coke plus dense, plus lourd que les précédents (au four Lürmann).

3° Le mélange des charbons à coke ou à gaz avec des houilles plus maigres donne du coke encore plus dense.

Nous avons donné les densités des cokes obtenus au four Lürmann. Les densités apparentes varient de 1,12 à 1,50 ; la densité réelle, c'est-à-dire abstraction faite des vides des cellules, va jusqu'à 1,91. Ceux qui proviennent d'un mélange de charbon gras et d'anthracite ont une telle dureté qu'ils rayent le verre. Ces résultats sont très remarquables et n'ont été obtenus jusqu'à ce jour qu'avec le four Lürmann. Malheureusement, ce four donne une forte proportion de poussier inutilisable dans les hauts-fourneaux et ne réalise pas encore d'une façon complète, au point de vue économique, le problème de l'utilisation, pour la fabrication du coke métallurgique, des houilles très maigres ou trop flambantes pour être carbonisées aux anciens fours.

Des fours Lürmann existent à Osnabruck, à Kohlenscheid, à Luyan (Saxe) ; 30 fours avec condensation des sous-produits existent au charbonnage Hannibal, près Bochum ; 20 chez M. G. Schulty, à Riemke. Nous avons visité, en 1882, les 10 fours de ce système établis à Montcenis, près Herné ; ces fours produisaient en tout 5.000 kilog. de coke par 24 heures ; la température de ces fours était peu élevée, on obtenait du coke très dense et très dur, mais en petits morceaux et on avait un énorme déchet de coke en poussière. Nous croyons

que le même inconvénient a été reconnu un peu partout et que c'est pour cette cause que le four Lürmann ne s'est pas répandu. On comprend facilement que le mouvement incessant de la charge pendant qu'elle est dans une même section transversale du four, à l'état de coke contre les parois, à l'état de houille au centre et à l'état de coke en formation dans une zone intermédiaire, doit être mauvais et combien ce déplacement gêne l'agrégation des différentes parties.

Le principe du four Lürmann : compression pendant que la houille est à l'état pâteux, est excellent et permet d'obtenir du coke dense, soit avec du charbon qui, avec tout autre système, ne serait pas suffisamment collant, soit avec des houilles au contraire trop sèches et donnant du coke sans cohésion. Mais, pour obtenir de l'application de ce principe tout ce qu'il peut donner, il faudrait que la pression s'exercât parallèlement à l'action de la chaleur, et non dans un sens perpendiculaire, ce qui est le cas du four Lürmann. On éviterait la formation importante de coke broyé si on avait, par exemple, un four Pernollet chauffé uniquement par la sole, et un large piston recouvrant toute la charge et la pressant énergiquement pendant toute la durée de la carbonisation. Il y aurait là, pour arriver à la réalisation pratique de ce problème, une intéressante étude à faire.

Donnons maintenant quelques résultats pratiques du fonctionnement des fours Lürmann.

Six fours Lürmann ont été construits en 1881 à la Société anonyme de la Wurm, près Aix-la-Chapelle. Le but qu'on se proposait était d'utiliser le poussier maigre retiré de l'exploitation, poussier dont on ne pouvait se débarrasser qu'à vil prix et qui était un véritable embarras pour la Société.

Dans ces fours, la chambre de calcination proprement dite, c'est-à-dire la partie entourée de carneaux à gaz, mesure 5 mètres de longueur ; au chargement, sa section est de 1 mètre de hauteur sur 50 centimètres de large ; à l'extrémité opposée, elle atteint 1^m,50 sur 0,70. Le prolongement de cette chambre forme la partie dans laquelle s'achève la distillation et dont les carneaux chauffent l'air de combustion. Elle a 3^m,50 de longueur, une section initiale de 1^m,50 sur 70 et une section un peu plus grande à la porte de défournement.

La longueur totale du four est donc de 8^m,50.

La production moyenne a été de 1^h,7 de coke par 24 heures et par four.

L'installation complète des 6 fours a coûté 21.307 fr. 50, se décomposant comme suit :

1 ^o Massif des fours... ..	13.187 ^f 50	
2 ^o Partie métallique : 2 appareils à comprimer	975 ^f	} 1.745 »
Piston, entonnoir, portes	770	
3 ^o Partie mécanique : Machines.....	1.875	} 6.375 »
Transmission.....	1.250	
Broyeur.....	3.250	
Total.....	21.307	40

La partie mécanique serait suffisante pour 20 fours.

Ces 6 fours ont donné les résultats suivants :

Résultats des fours Lürmann de la Société de la Wurm, de juillet 1881 à décembre 1882.

DATES	CONSOMMATION				COKE OBTENU				COKE VENDABLE				BÉNÉFICE ou perte		COUT des réparations à soustraire	RESTE bénéfice net ou perte
	Charbon maigre.		Charbon gras.		Vendable.		Pour l'usage de l'usine.		Prix de revient.		Prix de vente.		Total.	Par tonne de charbon maigre.		
	En tout.	p. o/o.	En tout.	p. o/o.	quantité	p. o/o du charbon calciné	Quantité	p. o/o du charbon calciné	Somme.	Par tonne.	Somme.	Par tonne.				
1881-82																
Juillet à Février.	1343,7	59,1	927,8	40,9	1103,7	48,6	641,4	28,2	Fr. 15,835	98 14 34	Fr. 15,392	88 13 94	Fr. 433 10 0 33	Fr. c.	8,254 75	8,687 85
Mars à Juin.....	715,2	55,7	592,7	44,3	1021,8	76,4	126,5	9,5	Fr. 12,203	24 11 94	Fr. 15,633	70 15 29	Fr. 3,420 46 4 59	Fr. c.	891 66 2,528 80	
1882-83																
Juillet à Déc....	1560,8	51,2	1487,1	48,8	2409,5	79,0	252,5	8,3	Fr. 26,298	24 10 96	Fr. 33,968	24 14 10	Fr. 7 670 » 4 91	Fr. c.	4,053 11	3,616 89
Total	3619,7	54,8	3707,6	45,2	4335,0	68,1	1020,4	15,3	Fr. 51,327	46 11 98	Fr. 64,984	82 14 44	Fr. 10,657 36 3 28	Fr. c.	13,199 52	2,542 46

De l'examen de ce tableau, il résulte que la proportion de charbon maigre, pendant la période de mars 1882 à décembre 1883, a été abaissée de 55,7 à 51,2, et que le rendement en coke a suivi une marche inverse; il s'est élevé de 76,4 à 79. Une trop forte proportion de maigre augmentait le déchet à l'état de poussière.

Au début de l'installation, la Société n'avait pas obtenu des résultats aussi satisfaisants; on avait voulu trop forcer la proportion de maigre et le rendement en bon coke s'en était ressenti.

Pendant le premier semestre de 1882-83, on a soumis à la calcination :

Charbon maigre à 6 p. % de matières volatiles.....	1.560 ^t ,8
— gras à 22 — — — — —	1.487 4

et le rendement en coke a été de :

2.409 ^t ,5 de bon coke.
34 0 de coke tendre.
218 5 de menu.
2.662 0

Même dans cette période de marche, considérée comme exceptionnellement satisfaisante, la proportion de menu est trois fois plus forte qu'elle ne l'est dans les fours ordinaires avec de bon charbon à coke.

Le prix de revient de ces 2.662^t a été le suivant :

Surveillance.....	0 marc,12
Chargement.....	0,85
Déchargement et triage.....	1,11
Transport.....	0,79
Divers.....	0,40
Total de la main-d'œuvre.....	3,27
Laboratoires, essais.....	0,39
Outils.....	0,46
Caisse de secours.....	0,13
Patente.....	0,37

Réparations : main-d'œuvre.....	0,18
fournitures.....	0,28
Mise à feu : main-d'œuvre.....	0,19
fournitures.....	0,57
Charbon gras.....	6,17
Total général.... ..	10,66
A déduire : vapeur fournie par les fours.	0,92
Reste	9,74, soit 12 ^f ,48

Le prix du poussier maigre n'est pas compris dans ce prix de revient. La différence entre le prix de revient et le prix de vente du coke représente la valeur créée pour le charbon maigre, qui n'en avait pas auparavant, et constitue le bénéfice de l'opération.

Les fours Lürmann de la Wurm sont toujours en activité. Pendant l'année finissant au 30 juin 1890, un groupe de 10 fours a produit, en marchant d'une façon continue, 8.850 tonnes de coke avec 11.750 tonnes de houille, ce qui représente 75,6 p. % de rendement. Le mélange comprenait 23 à 30 de charbon gras à coke et 70 à 77 de houille carbonisant difficilement du district de Wurm. Chaque four a donc produit 2.420 kil. de coke par 24 heures, ce qui est un chiffre élevé qui n'est guère dépassé, même dans les plus grands fours, et qui est en augmentation notable sur le chiffre de 1.700 kil. obtenu pendant les premières années de fonctionnement.

Des fours Lürmann avec condensation du goudron et de l'ammoniaque ont été établis à l'usine à gaz de Cologne pour expérimenter la valeur du système. On a obtenu du coke de bonne qualité et du gaz d'éclairage excellent en traitant au four Lürmann les houilles à gaz distillées dans la fabrication courante. Rapporté à 100 mètres cubes de gaz d'éclairage, soit 330 kil. de houille, la valeur des sous-produits a été de :

0,526 marc pour le goudron
et 0,842 marc pour l'ammoniaque.

Fours Smet. Les premiers fours de ce système ont été établis en 1882 à la fosse n° 2 de Bellevue de la Société des charbonnages de l'Ouest de Mons, à Dour. Ces fours sont destinés à la récupération des sous-produits, même pour des houilles à faible teneur en matières volatiles ; ce qui les caractérise, c'est l'emploi, pour la construction des piédroits, de grandes briques en forme de], de 6 centimètres d'épaisseur, au moyen desquelles on construit les carnaux horizontaux en accolant les briques au piédroit en maçonnerie pleine de 24 centimètres d'épaisseur.

Dans les fours d'essai de Dour, la longueur était de 8 mètres ; la hauteur des piédroits, 1^m,50 ; la hauteur sous voûte 1,55. Trois des fours avaient 35 centimètres de largeur et distillaient 2.400 kil. en 20 heures ; les trois autres avaient 40 centimètres de large et distillaient 3.200 kil. en 28 heures. La distance d'axe en axe des piédroits était de 1^m,11. Les briques cornues avaient 1^m,50 de longueur, 50 centimètres de hauteur et 6 centimètres d'épaisseur.

La teneur en matières volatiles des charbons était, au dire des propriétaires, de 16 à 20 p. % ; un échantillon prélevé par nous-mêmes en 1882 nous a donné 23 p. %. Le coke était noir et d'un aspect peu satisfaisant, la température des fours peu élevée ; la partie supérieure de la charge était soufflée et spongieuse.

Voici, d'après M. Ch. Demanet, les résultats d'un essai fait en décembre 1882 sur ces fours, après une marche de cinq mois et après que les fours eussent déjà subi une calcination (les cornues présentaient déjà quelques fissures, du côté du défournement, causées par la projection de l'eau d'extinction sur les parois rougies) :

Du 11 au 23 décembre, on a enfourné 163 tonnes qui

ont donné 78 p. % de gros et petit coke et 1 p. % de cendres.

On a obtenu, par tonne de houille, les sous-produits suivants :

18 ^k ,7 de goudron qui, à 0 ^f ,04 le kil., représentent...	0 ^f , 744
3 ^h ,35 d'eau ammoniacale à 1°, qui, à 0 ^f ,40, représentent	1 340
	2 084

On brûlait sur les grilles d'allumage du gaz 25 kil. par tonne de cendres de coke et de déchet de lavage à 40 p. % de cendres.

Les ingénieurs du Creusot ont fait à la même époque un essai de charbon du Creusot dans ces fours de Dour. On a essayé successivement deux mélanges formés de :

Charbon gras.....	62 p. %	60 p. %
— demi-gras...	19	20
— anthraciteux	19	20
	100	100

et renfermant :

Eau.....	9,65	9,75
Matières volatiles...	20,35	20,08
Cendres.....	11,00	10,66

On a obtenu :

Coke et cendres.....	80,07 p. %	79,51 (eau déduite)
Eau ammoniacale à 1°.	4 ^h ,08	3 ^h ,00
Goudron.....	26 ^k ,9	15 ^k ,8

A la suite des essais de Dour, la Société Solvay a construit à côté du charbonnage d'Havré une batterie de 25 fours Smet. Ces fours ont été repris par la Société de Bois-le-Duc, propriétaire de ce charbonnage, et le nombre des fours a été porté à 100 (FIG. 8 à 12, PL. XIV).

Les carnaux sont construits dans cette récente installation d'une façon un peu différente du type primitif. Les briques qui les composent ont une forme tubulaire (FIG. 12). D'après les inventeurs, ce mode de construction

permet de donner toute la solidité voulue aux piédroits tout en obtenant des parois très minces du côté de la houille à carboniser, ce qui est favorable d'une part à la conservation du four et de l'autre à la propagation de la chaleur développée dans les carneaux par la combustion du gaz et permet d'obtenir une calcination plus rapide et un rendement plus élevé en sous-produits. Le nombre de joints et, par suite, les chances de fuites sont réduits au minimum. Enfin, en cas d'usure et de détérioration, il suffit de remplacer les cornues intérieures, ce qui peut se faire sans toucher au massif principal des fours ni à la voûte.

Les dimensions des fours d'Havré sont les suivantes : longueur 9 mètres ; largeur 0,36 du côté de la défourneuse et 0,38 du côté du défournement ; hauteur 1^m,70. Les piédroits ont 0,40 d'épaisseur ; l'épaisseur des parois des cornues est de 0,07.

Dans ces fours, on a cherché à éviter les causes de déperdition de la chaleur, à obtenir la meilleure utilisation de la combustion des gaz et à arriver à une répartition égale de la chaleur dans toutes les parties du four, de façon à obtenir une calcination régulière et rapide.

Pour cela, on a donné une forte épaisseur au massif des voûtes ; elle a été portée à 1^m,20. De doubles portes en tôle sont établies à chaque extrémité avec joints métalliques à ressort ; on a aussi essayé les joints d'amiante. Ce système paraît bien délicat pour des portes d'aussi grande dimension. A Dour, on constatait des rentrées d'air par les portes et le coke était réduit en cendres dans leur voisinage.

Les FIG. 9 et 10 indiquent la marche des gaz. Il y a trois carneaux latéraux horizontaux ; une partie du gaz est admise dans le carneau supérieur, une seconde admission est pratiquée à l'entrée du deuxième carneau.

Cette division du gaz a pour but de mieux répartir la chaleur et d'éviter les coups de chalumeau. Les flammes des carneaux latéraux de droite et de gauche se réunissent dans un carneau unique placé sous la sole du four.

L'air nécessaire à la combustion est chauffé sous les soles et admis en entier à l'endroit où se fait la première admission de gaz.

Sa température est de 200 à 300° ; il est chauffé dans une série de carneaux horizontaux disposés à raison de un par compartiment, immédiatement au-dessous du carneau de la sole ; il monte de là à la prise de gaz supérieure par un tout petit conduit pratiqué dans le massif du piédroit.

D'après les renseignements publiés, les charbons n'auraient que de 16 à 17 p. % de matières volatiles ; il est probable que leur teneur réelle est plus élevée. Ils contiennent 4 1/2 p. % d'eau et 1 1/2 p. % de goudron qui sont condensés, il ne resterait donc que 10 à 11 p. % de matières volatiles qui sont plus que suffisantes pour le chauffage des fours ; une partie est envoyée directement sous des chaudières donnant la vapeur nécessaire au service de l'usine à coke et à la transformation des eaux ammoniacales en sulfate d'ammoniaque.

Les gaz, après avoir chauffé le dessous de la sole des fours, vont dans un carneau collecteur parallèle à la batterie ; un registre en terre réfractaire sert à régler une fois pour toutes le tirage de chaque four. Les flammes perdues sont employées au chauffage de chaudières et se rendent à la cheminée avec une température de 200° seulement. Chaque batterie de 25 fours chauffe deux chaudières système Hanrez de 75 mètres carrés de surface de chauffe chacune.

La charge est de 4.000 kil. et la cuisson se fait en 24 heures.

Le rendement en coke métallurgique est de 80 p. %.

Comme sous-produits, on obtient 6 à 7 kil. d'ammoniaque à l'état de sulfate d'ammoniaque, et 14 kil. de goudron par tonne de houille, ce qui représente (1891) 1 fr. 80 par tonne de coke.

La main-d'œuvre est de 1 fr. 40 par tonne de coke, soit 40 centimes de plus que dans les fours belges sans récupération ; il reste donc 1 fr. 40 pour la valeur nette réalisée par les sous-produits.

Le coût du four proprement dit, avec les accessoires, défourneuse, voies de la défourneuse, distribution d'eau, quai, peut être estimé à 4.000 francs environ ; celui des appareils de condensation, à 2.500 francs par four produisant 100 tonnes par mois.

La Fig. 8 donne la disposition générale de l'usine d'Havré. En A sont les 4 batteries de 25 fours ; B est le carneau collecteur souterrain placé du côté de la défourneuse ; C sont les générateurs ; D les cheminées qui ont 1^m,60 de diamètre et 25 mètres de hauteur.

Le quai de défournement, revêtu de plaques en fonte, est en E. Il est à un niveau correspondant au sommet des grands wagons de chemins de fer, soit à 2^m,50 de hauteur au-dessus de la voie F des wagons. En H est l'espace réservé pour la mise en tas du stock ; cette mise en tas est une nécessité pour beaucoup d'usines du Nord de la France et de Belgique, qui font en grande partie leurs expéditions par bateaux.

Le service des fours est assuré par deux défourneuses I dont le mouvement de translation s'opère au moyen d'une chaîne sans fin établie le long des batteries et mise en mouvement par un cabestan fixe installé en J dans la salle des extracteurs. Les défourneuses ne portent pas leur chaudière, elles reçoivent la vapeur des

chaudières fixes au moyen de tuyaux articulés formant compas.

Les gaz produits par la distillation sortent de chaque compartiment par un tuyau débouchant sous la voûte et aboutissant à un barillet longitudinal établi sur chaque massif ; puis ils sont amenés par des conduites en tôle aux condenseurs K et aux laveurs N.

Les condenseurs sont à double enveloppe avec circulation d'eau.

Les extracteurs sont du système Beale et peuvent aspirer 35.000 mètres cubes de gaz par 24 heures. A chaque batterie correspond un extracteur avec son moteur indépendant, de façon à pouvoir proportionner la vitesse de chaque extracteur à la marche de la batterie qu'il dessert.

Les laveurs sont à sept compartiments superposés dans lesquels le gaz passe successivement en barbotant dans l'eau à travers des tôles perforées. Les eaux ammoniacales et les goudrons se rendent d'abord dans des réservoirs à production journalière N placés dans le sol. Des pompes placées dans la salle des extracteurs les reprennent pour les refouler dans de grands réservoirs P installés sur des tours en maçonnerie suffisamment élevées pour permettre l'écoulement des produits dans les wagons citernes.

Le charbon destiné aux fours est amené dans des wagons de 10 tonnes qui sont déchargés dans la fosse des chaînes à godets des broyeurs Carr, au nombre de deux, placés en Q et actionnés par le moteur R qui les fait tourner à raison de 600 tours par minute.

En sortant des broyeurs, les charbons sont relevés par une chaîne à godets dans une trémie T pouvant contenir 60 tonnes, et sous laquelle viennent se charger les wagonnets en tôle servant au chargement des fours. Ces wagonnets contiennent 1.350 kil. et circulent sur

trois voies parallèles ; il en faut trois pour remplir un four.

Le réservoir d'eau pour l'extinction du coke et les autres services de l'usine est placé au-dessus de la trémie T. Le charbon est généralement carbonisé tel qu'il sort de la mine ; un petit lavoir Berard placé en V permet de le soumettre au lavage quand il est nécessaire d'abaisser la teneur en cendres du menu brut.

Les fours Smet d'Havré présentent des dispositions intéressantes, il y avait une certaine crânerie à recueillir les goudrons de charbons à 18 ou 20 p. % de matières volatiles, alors que la plupart des fabricants de coke hésitent encore à le faire pour des houilles à 25 p. %.

Malheureusement, ce four ne présente pas une solution susceptible de s'appliquer à tous les cas, le coke obtenu laisse fortement à désirer, tant au point de vue de la résistance qu'au point de vue de la grosseur des morceaux, qui est très réduite par suite de la faible largeur du four. Le coke obtenu ne peut guère s'appeler du coke métallurgique et conviendrait plutôt au chauffage domestique.

On reproche aussi, paraît-il, au four Smet de produire des goudrons contenant peu de benzols, comme ceux des fours Jameson. Le four Smet est un four où la température est peu élevée, et il n'est pas étonnant qu'il y ait une différence entre le goudron qu'il donne et le goudron de gaz.

Four Bauer. Le docteur Bauer, de Munich, est l'inventeur d'un four destiné à la carbonisation des mélanges très maigres ; ce four (PL. XVI, FIG. 1 à 5) présente quelque analogie avec le four Appolt ; comme dans ce dernier, les compartiments ont leur plus grande dimension verticale ; mais le défournement, au lieu de se faire par-dessous, se fait latéralement, le four se recourbant en demi-cercle à la partie

inférieure. Les compartiments sont associés en certain nombre, généralement 14 à la fois, dans un même massif qui est, soit rectangulaire, soit circulaire; l'inventeur préconise la forme circulaire, bien que plus coûteuse, parce qu'elle rend le chauffage plus uniforme. L'air destiné à la combustion s'échauffe par un parcours assez compliqué dans le massif; entre deux compartiments voisins est une chambre où l'air se mélange aux gaz et où se fait la combustion à une température très élevée. Ces fours marchent avec ou sans récupération des sous-produits : la prise de gaz est à la partie supérieure du four; quand on veut marcher sans récupération, on ferme la valve qui communique avec le tuyau collecteur et on ouvre un registre donnant directement accès dans la chambre de mélange.

Le Creusot a installé, en 1885, un massif rectangulaire à 14 compartiments de ce système; les premiers essais ont été très satisfaisants. En septembre 1886, on a pesé et analysé 100 charges; le charbon employé était un mélange de 50 p. % de charbon gras de Saint-Etienne et de 50 p. % d'anthracite du Creusot. Le poids de houille contenu dans chaque compartiment était de 1.824 kilog.; on a obtenu 1.347 kilog. de coke métallurgique en gros morceaux, de bonne qualité, ce qui représente un rendement de 73,8 p. %, et en outre 5,75 p. % de petit coke, ce qui porte le rendement total à 80,75 p. %, en tenant compte de l'eau contenue dans le charbon et dans le coke et en la déduisant des poids bruts. La carbonisation se faisait en 21 heures. D'après le journal *Iron* (janvier 1887), on aurait même marché avec des mélanges contenant 55 p. % d'anthracite, et la Direction du Creusot aurait été tellement satisfaite des résultats qu'elle aurait songé à remplacer ses 192 fours Smet et ses 234 fours Appolt par des fours Bauer.

Comme tous les fours à régénérateur de chaleur, le four Bauer est complètement fumivore.

M. Bauer a un procédé spécial pour désulfurer le coke en injectant à la fin de la cuisson certains gaz dans les compartiments ; d'après l'*Iron*, on enlèverait 75 p. % du soufre contenu dans la houille. Nous avons parlé précédemment des essais faits à différentes époques pour désulfurer le coke ; nous ne croyons pas qu'on puisse obtenir dans ce sens des résultats bien pratiques ni bien sérieux.

Un brevet a été pris en Angleterre, en 1854, pour l'enlèvement du soufre du coke par un courant de vapeur d'eau. En faisant passer de la vapeur dans un four, après la cuisson complète, on a obtenu à la sortie un gaz dont la composition était la suivante :

Hydrogène et hydrogène protocarboné.	56,9 p. %
Oxyde de carbone	29,3 —
Acide carbonique	13,8 —

Cette composition indiquait une oxydation du coke, par conséquent on ne peut désulfurer qu'au détriment du rendement. Si, de plus, on réfléchit que le coke est très compact et que l'action d'un courant de vapeur ne s'exerce qu'à la surface des fragments de coke, et que le soufre contenu, soit à l'état de pyrite, soit à l'état de combinaison avec le carbone dans le centre des morceaux est soustrait à cette action, on voit que le résultat final ne peut pas être bien considérable.

Plusieurs installations de fours Bauer existent en Angleterre : MM. Hickmann et Son l'ont installé aux Hauts-Fourneaux de Spring Wale, à Bilston ; M. William Baird, de Glasgow, a construit un four circulaire dans sa houillère de Ayrshire ; il existe aussi 40 fours dans le Cleveland, à la Carlton Iron Co, à Blair Iron Works, à Dabry (Ecosse).

En Angleterre, un massif rond de 14 compartiments coûte 2.300 livres, soit 58.000 francs, et produit 80 tonnes par 24 heures.

Les dimensions des compartiments dépendent de la nature de la houille employée ; les dimensions habituelles sont : hauteur 3 mètres, largeur 30 à 40 centimètres, longueur 1^m,80.

Ces fours sont employés, comme les fours Appolt, soit pour les houilles maigres, soit pour les houilles sèches. C'est pour ce dernier emploi qu'ils ont été établis à Carlton ; le charbon employé dans cette usine a la composition suivante :

	Charbon lavé.	Non lavé.	Mélange.
Matières volatiles	30,45	28,84	30,35
Coke au creuset.....	69,55	71,16	69,65

On emploie dans les fours Bauer de Carlton un mélange de lavé et de non lavé. 124 tonnes de houille produisent 80 tonnes de gros coke et 6 tonnes de petit coke, ce qui représente un rendement en gros et petit coke de 69,4 p. %. Les fours marchent en 24 heures, et l'on est, paraît-il, très content de leurs résultats.

Nous venons de passer en revue les divers fours à coke dans lesquels on obtient la condensation des sous-produits. Si ces systèmes de fours arrivaient à se répandre, l'industrie du coke métallurgique serait une des grandes sources de production de goudron et d'ammoniaque. Il est une autre source que nous ne devons pas passer sous silence, ce sont les hauts-fourneaux employant de la houille sèche à l'état cru. Nous allons résumer ci-après les renseignements donnés sur les débuts de la nouvelle industrie par M. Robert R. Tatlock, dans une conférence faite à Glasgow en 1883. M. Tatlock a rappelé d'abord l'énorme quantité de

Procédés
pour
recueillir
l'ammoniaque
et
le goudron
des gaz
des
hauts-fourneaux

guano (250.000 tonnes) consommée annuellement en Angleterre, il y a 30 ans, époque où cet engrais, très riche en ammoniacque, en contenait de 15 à 18 p. %.

Graduellement, cette teneur a diminué et cependant les prix n'ont fait qu'augmenter ; ce qui se payait autrefois 12 £ ou fr. 300 la tonne vaut aujourd'hui 21 £ ou fr. 525. Eu égard à ces besoins si pressants, à cette marche si active, on s'est vivement occupé de rechercher de tous côtés les moyens d'augmenter la production d'ammoniacque. Il n'y a pas bien longtemps, les eaux ammoniacales obtenues dans la fabrication de l'huile et du gaz de paraffine étaient considérées comme un sous-produit sans valeur et encombrant ; actuellement, ce même sous-produit trouve, non seulement un débouché certain, mais constitue dans certains cas la base principale des bénéfices de l'entreprise.

On savait depuis longtemps, dit M. Tatlock, que l'ammoniacque existe en quantités appréciables dans les gaz s'échappant des hauts-fourneaux, de même qu'il existe dans les produits gazeux provenant de la combustion de toutes espèces de charbons. Les difficultés mécaniques pour recueillir ce produit étaient toutefois si grandes qu'on n'a abordé pratiquement la question que tout récemment. A l'usine de MM. William Baird et C^{ie}, à Gartsherrie, on vient d'établir des appareils importants et coûteux pour recueillir le gaz ammoniacque sous forme d'ammoniacque liquide, ainsi que le goudron qui est distillé dans les parties supérieures des hauts-fourneaux. Les difficultés que les promoteurs de cette nouvelle industrie ont eu à vaincre peuvent se déduire de ces faits : que la consommation journalière d'un haut-fourneau moyen s'évalue à 50 tonnes, que la combustion de chaque tonne produit 130.000 pieds cubes de gaz, ayant au moment de leur sortie du haut-fourneau une température initiale d'environ 500° Fahrenheit,

que cette énorme quantité de gaz chauds pesant environ 4 tonnes ne renferme que 6 livres d'ammoniaque. On produit actuellement à l'usine de Gartsherrie une tonne de sulfate d'ammoniaque par jour, en n'utilisant pas entièrement les gaz perdus provenant de deux hauts-fourneaux. Il paraîtrait que tous les autres hauts-fourneaux de cet établissement vont être munis, aussi tôt que possible, des appareils déjà appliqués à deux d'entre eux.

Pendant que l'on s'occupait de la mise en train, de ce projet gigantesque, les autres maîtres de forges écossais ne restaient pas inactifs et recherchaient les moyens de recouvrer l'ammoniaque par d'autres procédés. Des expériences nombreuses et satisfaisantes ont été faites en vue d'éviter la nécessité de refroidir au préalable l'énorme quantité de gaz provenant des hauts-fourneaux. La méthode consiste à recourir à des moyens mécaniques de nature diverse, permettant d'asperger les gaz chauds avec de l'acide sulfurique, de façon à provoquer la formation immédiate de sulfate d'ammoniaque, qui toutefois, à moins de soins extrêmes, a généralement une nuance foncée. Nous apprenons, ajoute M. Tatlock, que tout récemment une usine renommée des environs de Glasgow a pris des brevets pour un procédé nouveau, dans lequel l'ammoniaque est fixé par l'*acide sulfureux* ou tout autre acide à l'état gazeux ; le sel qui se forme se condense aisément, et, en aspergeant avec de l'eau, on obtient une dissolution marquant 60° Twaddell, tandis que dans la simple méthode de condensation, la dissolution ne marque que 4°. Le produit final consiste dans un mélange d'hyposulfite, de sulfite et de sulfate d'ammoniaque, mais il ne faut pas perdre de vue que pour les emplois auxquels il est destiné, il n'y a nulle nécessité que l'ammoniaque se trouve à l'état

de sulfate. Ainsi, par exemple, dans le système Brunner et Mond, pour la fabrication de la soude, moins il y a de sulfate, mieux cela vaut, car après distillation avec la chaux pour obtenir l'ammoniaque à l'état libre, le résidu, dans le cas ci-dessus, consisterait en hyposulfite et sulfite de chaux solubles, tandis que le sulfate de chaux est presque insoluble. La quantité de sulfate d'ammoniaque consommée annuellement en Angleterre pour cette seule fabrication s'élève à 3.000 tonnes environ, valant actuellement £ 56.000 ou fr. 1.400.000, et cette quantité ne peut aller qu'en augmentant. Un des grands avantages du nouveau procédé réside dans le non-emploi de l'acide sulfurique ; l'acide sulfureux est obtenu en calcinant dans des fours, desservis par un courant d'air froid, les *scories* sulfureuses dont on peut recueillir des centaines de mille tonnes en Écosse, sans autres frais que ceux de les devoir ramasser.

Il n'est pas difficile d'estimer quelle est la quantité probable d'ammoniaque que l'on pourrait obtenir par ces procédés, notamment en Écosse, où il y a certainement 130 hauts-fourneaux qui sont dans les conditions voulues pour être appropriés à cet effet, sans que cela puisse nuire en rien aux usages calorifiques des gaz perdus. En supposant que chaque haut-fourneau consomme 50 tonnes de combustible par jour, chaque tonne donnant environ 25 livres de sulfate, cela représente par 24 heures 1.250 livres pour chaque haut-fourneau et pour toute l'Ecosse dans le même laps de temps, 72 $\frac{1}{2}$ tonnes. Pour 350 jours de travail durant l'année, la production totale s'élèverait à 25.375 tonnes, dont la valeur actuelle serait d'environ un demi-million de livres sterling ou 12 $\frac{1}{2}$ millions de francs. Les hauts-fourneaux dans le restant de l'Angleterre pourraient certainement produire la même quantité.

M. Tatlock, s'occupant ensuite de la possibilité de recueillir l'ammoniaque des gaz provenant des fours à coke ou des générateurs à gaz Siemens, Wilson, etc., fait remarquer que seuls les fours à coke de l'Angleterre consomment annuellement environ 20.000.000 de tonnes de charbon, chacune de celles-ci pouvant donner 20 livres de sulfate d'ammoniaque. Cela représenterait une production totale de 180.000 tonnes de sulfate par an, qui, aux cours actuels, vaudraient £ 3.500.000 ou 87 $\frac{1}{2}$ millions de francs. Le prix de l'acide sulfurique est compris dans ce chiffre.

Depuis l'année 1883, des appareils pour la condensation de l'ammoniaque et du goudron ont été établis, dans presque tous les hauts-fourneaux écossais marchant à la houille crue. Comme exemple d'installation récente, nous citerons celle faite par la Coltness Iron Co.

La Coltness Iron Co a établi, en 1889, à ses usines des environs de Glasgow, une installation pour recueillir l'ammoniaque et le goudron des hauts-fourneaux. Elle possède 6 hauts-fourneaux consommant chacun 64 tonnes de houille en 24 heures, et produisant, dans le même espace de temps, 100 millions de pieds cubes de gaz à 400° Fahr., soit 60 millions à la température ordinaire.

Ces gaz sont recueillis dans une conduite en tôle doublée de briques à l'intérieur et de 2^m,40 de diamètre extérieur, qui les dirige sur une première chambre de 65 pieds de haut et 12 mètres de diamètre, également garnie de briques à l'intérieur. La vitesse du courant est considérablement diminuée dans cette chambre, la température des gaz y reste sensiblement la même, de sorte qu'il ne s'y dépose que des poussières; on obtient ainsi un goudron plus pur. Les gaz passent ensuite dans une autre chambre placée immédiatement à côté, dont la hauteur est de 58 pieds et le diamètre de 12 mètres; les gaz arrivent par le bas à la température

de 350° fahr. et se refroidissent de 70° dans les chambres, en abandonnant tout leur goudron. Celui-ci est élevé au moyen de pompes au sommet de la chambre et tombe en pluie sur toute la hauteur ; deux fonds perforés sont disposés sur la hauteur pour mieux amener le contact des gaz chauds et du goudron : on obtient ainsi d'une part une condensation complète de goudron et de l'autre l'évaporation de l'eau contenue dans le goudron. Les gaz sont ensuite dirigés par une conduite de 130 mètres de long et de 2 mètres de diamètre au condenseur à air libre, qui se compose d'une série de tubes verticaux en tôle de 15 mètres de hauteur, disposés en 20 rangées de 16 tubes, ce qui fait au total 320 tubes de 0^m,50 de diamètre. Ces tubes sont fixés sur des caisses en fonte qui recueillent les liquides condensés. Les gaz passent ensuite dans un laveur formé de deux chambres dans lesquelles il est divisé en minces filets et mis en contact avec de l'eau froide ou avec de l'eau contenant une petite quantité d'acide sulfurique, quand la température extérieure ne permet pas une condensation complète du gaz ammoniacque.

Six extracteurs rotatifs Baker, de 1^m,80 de diamètre et actionnés par trois machines verticales à vapeur de 0^m,65 de diamètre et de 0^m,50 de course servent à activer la circulation des gaz. A la sortie des extracteurs, les gaz traversent six laveurs, dans chacun desquels est placée une cloison horizontale en fonte perforée de 360 trous de 0^m,05 de diamètre.

A sa sortie des laveurs, le gaz est employé au chauffage de divers appareils : chaudières à vapeur, appareils à chauffer l'air des fourneaux et chaudières à distiller le goudron. L'eau ammoniacale et le goudron sont envoyés dans un grand réservoir d'une capacité de 250.000 gallons (1.140 mètr. cubes) dans lequel se fait la séparation des deux liquides. Le goudron est pris au

fond de ce réservoir et envoyé dans la première grande chambre dont nous avons parlé, où la chaleur des gaz est utilisée à l'évaporation de l'eau du goudron ; le goudron déshydraté, recueilli au fond de cette chambre, est ensuite envoyé dans quatre grands réservoirs d'une capacité totale de 40.000 gallons, qui alimentent les appareils de distillation. Le brai qui reste dans les chaudières est employé à la fabrication des briquettes et à celle de l'asphalte. Les eaux ammoniacales sont traitées dans un appareil spécial, où l'ammoniaque est évaporée par un courant de vapeur et reçue dans des récipients où elle se combine avec de l'acide sulfurique ; le sulfate d'ammoniaque est ensuite obtenu à l'état solide par évaporation.

Le coût de cette installation a été d'environ 45.000 livres, soit 1.250.000 francs.

Pour qu'une houille soit susceptible de donner du coke avec du poussier de houille, il faut qu'elle se ramollisse par l'action de la chaleur et forme une pâte grasse et collante ; c'est ce qui se produit pour la houille grasse aux environs de 350° : à cette température, les divers fragments se soudent les uns aux autres et forment une pâte boursoflée ; la température s'élevant, les gaz distillent, et ce n'est qu'après une exposition de toute la masse à la température du rouge, que la distillation est complète et que le coke prend naissance.

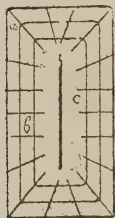
Théorie
de la
carbonisation.

Le charbon en poussière conduit très mal la chaleur ; à l'état de pâte chaude, il la conduit également mal ; il en résulte que dans un four, la propagation de la chaleur ne se fait qu'avec une extrême lenteur. Si on prend un four à boulanger dans lequel la hauteur de charge est de 50 centimètres et la cuisson se fait en 48 heures, il faut tout ce temps pour que la chaleur se

transmette à la base de la charge ; la vitesse de propagation n'est ainsi que de un centimètre par heure. Si on défournait au bout de 24 heures, on trouverait à la partie supérieure une couche de 25 centimètres d'épaisseur de coke incandescent, puis une couche mince de 1 à 2 centimètres de houille chaude à l'état pâteux, et au-dessous la masse initiale de charbon menu, complètement froid et pulvérulent.

Cette vitesse de propagation de 1 centimètre par heure n'est pas uniforme, elle est plus grande au début qu'à la fin, la couche de coke à travers laquelle la chaleur doit se propager devenant de plus en plus épaisse.

Il en est de même dans un four à parois chauffées : si on prend un four belge, par exemple, la transformation de la houille en coke se fait par zones très minces, parallèles aux parois extérieures, et telles que *a*, *b* ; vers la fin de la cuisson il ne reste qu'une lame très mince de houille *c* dans le plan médian ; on en observe fréquemment la présence quand on défourne des fours un peu trop tôt.



La formation du coke est accompagnée d'un retrait énorme : ainsi si nous prenons les chiffres observés à Anzin en 1884, le poids d'un hectolitre de charbon employé aux fours de Turenne était de 69^k,5, eau déduite. Le rendement en coke étant de 76 p. %, cet hectolitre donnait donc un poids de coke de $69,5 \times 0,76 = 53$ kil. Or, le coke obtenu avait une densité apparente de 0,95, c'est-à-dire qu'un hectolitre de coke massif pesait 95 kil. Le retrait en volume dans le four était donc de $\frac{95 - 53}{95} = 44$ p. %, ce qui correspond à un retrait linéaire de 13 p. %.

Par suite de ce retrait, la première croûte de coke

telle que a qui se forme le long des parois se brise forcément, car si elle restait d'une seule pièce, ce ne serait qu'en exerçant une pression considérable sur la masse non carbonisée et en lui faisant subir une diminution de volume correspondante au retrait; la solidité de la croûte de coke n'étant pas suffisante pour cela, elle se brise en morceaux qui forment la tête des divers fragments; chacun de ces morceaux devient pour ainsi dire un centre d'agrégation, sinon de cristallisation, et quand la cuisson est terminée on obtient une série de morceaux limités par des cassures normales aux zones successives de transformation et aboutissant au plan central c.

Les morceaux de coke ont donc, quand tout se passe bien, ce qui doit être la règle générale, pour longueur la demi-largeur du four. Quand le four n'est pas assez chaud ou que le mélange est trop maigre, il se forme à droite et à gauche du plan de séparation central c des plans secondaires provenant de ce que l'agrégation des matières n'a pas été régulière, mais qu'à un moment donné il y a eu soit glissement, soit écartement relatif du coke déjà formé et du charbon pulvérulent resté au centre. Les morceaux de coke présentent alors des *coupures* qui offrent d'abord l'inconvénient de diminuer le volume des morceaux; de plus, dans le voisinage de ces coupures, le coke est mal cuit, mal formé, plus ou moins pulvérulent ou caverneux et n'offre pas la résistance du coke bien cuit.

Dans les fours en 24 heures, la vitesse de la propagation de la chaleur est à peu près la même que dans les fours à boulanger, soit 1 centimètre par heure (ces fours ont généralement aux environs de 50 centimètres de largeur, la demi-largeur, qui doit être parcourue par la chaleur en 24 heures, est donc bien de 24 centimètres). Dans les fours en 48 heures, la vitesse est moindre : ces fours ont souvent 60 centimètres de largeur; si la

cuisson n'arrive au centre que vers la fin de la période de cuisson, on voit que la chaleur ne traverse que 30 centimètres en 48 heures, soit une vitesse presque moitié moindre que dans les fours en 24 heures. Aussi la marche en 48 heures ne convient-elle pas aux charbons qui s'altèrent par l'action de la chaleur et qui demandent à être carbonisés rapidement.

On remarque souvent à la surface des morceaux de coke, et surtout dans le voisinage des parois, des dépôts de carbone pur sous forme de perles, d'aigrettes, de filaments et houppes aussi fines que des cheveux et provenant de la décomposition des hydrocarbures. Il est incontestable que le goudron et l'hydrogène bicarboné qui se dégagent de la masse centrale sont décomposés partiellement par la chaleur et donnent un dépôt qui vient augmenter la densité du coke déjà formé. Mais il ne faut pas s'exagérer l'importance de ce phénomène. Même dans les fours où il est le plus marqué, il se dégage encore du goudron, la décomposition n'est donc pas complète, et le fût-elle, comme le goudron ne donne, au plus, que 20 p. % de coke, on n'obtiendrait de ce chef qu'une augmentation de rendement de 1 à 2 p. % au grand maximum.

Nous appellerons l'attention sur le retrait énorme qui accompagne la transformation de la houille en coke. C'est en grande partie par leur action sur le retrait que les diverses circonstances d'humidité, de tassement, de forme du four, agissent dans un sens favorable ou non sur le produit obtenu. Nous allons passer en revue l'influence de ces divers éléments.

1^o Poids de l'hectolitre de charbon.— Pour une même nature de houille, le poids varie beaucoup avec la grosseur et la forme des morceaux. Il est beaucoup plus faible quand les morceaux sont de grosseurs à peu près

égales et qu'il n'y a pas de fragments plus petits pour combler les vides. Nous donnerons comme exemple les poids du mètre cube d'un certain nombre d'échantillons de charbon d'Anzin, en 1883.

CHARBONS				POIDS	EAU	CENDRES	POIDS eau déduite
<i>Fosse Turenne (gras, 26 p. % de matières volatiles).</i>							
Fines non lavées, de	0 à 40	m/m..		915	1 p. %	13	906
Grenu lavé,	10	15	..	747	3	5	725
» »	15	30	..	753	3	5	731
Braisettes lavées,	30	40	..	757	3	5	735
Petite gailleterie »	40	60	..	669	2	5	655
Fines	0	10	..	984	20	6	868
<i>Fosse Renard (gras, 28 p. % de matières volatiles).</i>							
Fines non lavées, de	0 à 40	m/m..		896	0 p. %	16	896
Grenu lavé,	10	15	..	730	3	5	708
» »	15	30	..	721	3	5	700
Braisettes lavées,	30	40	..	721	3	5	700
Gailleterie »	40	60	..	632	2	5	620
Fines	0	10	..	1114	21	6	782
<i>Fosse de Roeulx (gras, 25 p. % de matières volatiles).</i>							
Fines non lavées, de	0 à 40	m/m..		847	1 p. %	15	839
Grenu lavé,	10	15	..	727	3	5	706
» »	15	30	..	748	3	5	726
Braisettes lavées,	30	40	..	748	3	5	726
» »	40	50	..	625	2	5	613
Fines	0	10	..	1094	22	6	854

Ces tableaux font bien ressortir l'influence de la forme des morceaux. On y voit que, à teneur en cendres égales, les grenus bien calibrés pèsent moins que les fines brutes, qui contiennent des morceaux de grosseur variable. Ces derniers pèsent moins que les fines

lavées, d'abord par suite de la moindre teneur en cendres et parce que dans les fines de 0 à 10 une grande partie de la fine poussière a été entraînée et séparée par le lavage qui se fait à Anzin dans les appareils Lührig et Coppée.

Cette fine poussière, qui va se déposer dans les bassins de décantation et forme le schlamm, acquiert par le tassement une densité extraordinaire. Ainsi, en 1884, nous avons trouvé pour du schlamm du lavoir de Renard (Anzin), à 12,34 p. % de cendres et 23,5 p. % d'eau, un poids de 1.290 kilog. au mètre cube, mesuré dans un wagon qui avait fait un parcours de 10 kilom. En déduisant l'eau, on trouve une densité de 1,41 pour la poussière de charbon, chiffre élevé, indiquant qu'il ne restait pas trace d'air dans les interstices des fragments et que cette poussière possédait une densité plus grande que les morceaux compacts de grande dimension : pour les morceaux la densité ne dépassait guère 1,31.

Le schlamm donne, du reste, toujours du coke d'un aspect physique excellent, même quand sa teneur en cendres est élevée. Ce résultat est dû à ce qu'on n'y remarque pas de schistes, tout étant finement broyé, et aussi à la densité du chargement, qui exerce une heureuse influence sur la densité du coke.

On obtient au contraire de mauvais coke avec la gailleterie, les grenus et tous les produits dont le classement de grosseur est trop parfait, même quand ils sont très gras et très purs. Quand on est obligé d'employer ces matières, il est indispensable de les broyer.

On comprend qu'il y a un certain intérêt à employer dans le four une matière suffisamment dense, surtout quand il s'agit de houilles peu grasses. Avec des mélanges un peu maigres, si la matière n'est pas assez

tassée, la carbonisation se fera bien dans les premiers instants, alors que le four est bien rempli et que le dégagement des gaz augmente encore la compression ; mais quand la moitié de la charge sera transformée en coke, avec un retrait de 40 ou 45 p. % en volume, la houille du centre ne sera plus bien maintenue par les parois de coke, elle se tassera d'elle-même par son propre poids, ou bien, s'accrochant partiellement au coke déjà formé, elle donnera lieu à des coupures, à des cavernes qui ne se seraient pas produites ou se seraient produites en moins grand nombre si la densité initiale avait été plus grande.

Pour avoir un mélange dense, il faut d'abord mettre la houille sous une forme convenable, c'est-à-dire la broyer si elle ne contient pas assez de poussière ; il faut des fours de forme convenable ; enfin l'humidité exerce une influence décisive sur le poids du mètre cube.

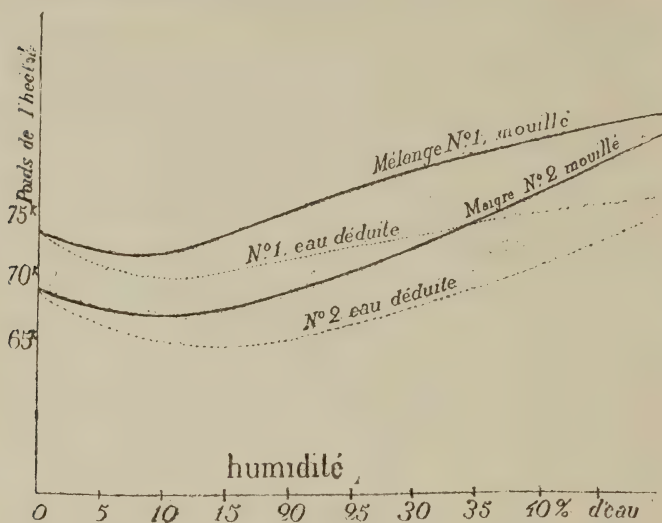
2° Influence de l'eau contenue dans la houille. — Cette influence s'exerce de deux façons : en faisant varier la densité du chargement et par l'action propre, physique ou chimique, de l'eau elle-même.

On pourrait croire qu'en mouillant du charbon menu on augmente le poids de l'hectolitre : c'est le contraire qui arrive, au moins jusqu'à une certaine limite.

Nous donnons ci-après, page 548, les courbes représentant le poids de l'hectolitre en fonction de la teneur en eau pour deux qualités de charbon :

1° Du charbon gras à 24 p. % de matières volatiles, mélangé à 20 p. % de maigre à 10 p. %, le tout finement broyé dans un broyeur Carr de 1 mètre de diamètre faisant 400 tours par minute. L'hectolitre était pesé après remplissage, en ayant soin d'y verser le charbon à la pelle d'une hauteur constante de 1^m,30.

Le charbon est, en effet, éminemment compressible, et le poids de l'hectolitre varie dans une large mesure,



suivant le tassement qu'on lui fait subir, suivant la hauteur de chute pendant le chargement ;

2° Du maigre à 10 p. % de matières volatiles, passé au crible de 2 millimètres et versé d'une hauteur de 20 centimètres.

Le poids minimum du charbon mouillé est, pour le premier échantillon, de 72 kilog. et correspond à 7 p. % d'eau. Ce n'est qu'à partir de 17 p. % d'eau que le charbon mouillé pèse plus que le sec.

Si on prend le poids du charbon, eau déduite, le minimum correspond à 8 1/2 p. %, et ce n'est qu'à partir de 37 p. % que la présence de l'eau augmente la densité.

Pour le second échantillon, le minimum correspond à 8 1/2 pour le charbon mouillé, à 11 p. % pour le charbon, eau déduite ; il faut respectivement dépasser 19 p. % d'eau et 33 p. % pour que l'humidité arrive à augmenter le poids de l'hectolitre.

L'humidité est donc un élément important, d'abord parce qu'une densité trop faible tend à diminuer la qualité du coke ; et ensuite parce qu'elle entraîne une diminution de production. Nous en citerons un exemple frappant. En novembre 1884, une batterie de 80 fours Coppée produisait par jour, à Saint-Waast (Anzin, 187 tonnes de coke ; une batterie identique installée à Turenne et alimentée avec le même mélange de charbons gras et demi-gras, broyés de la même façon, ne produisait que 178 tonnes.

Dans l'un et l'autre cas, les fours étaient remplis aussi complètement que possible ; le volume de chaque four était de $9^m \times 1,12 \times 0,42 = 4^{m^3},25$. La seule différence était dans l'humidité du charbon.

Le mélange employé à Saint-Waast renfermait 4 p. % d'eau et pesait, à l'état sec, 720 kilog. le mètre cube ; le mélange de Turenne contenait 8 p. % d'eau et ne pesait que 695 kilog. ; de là, une différence sensible dans la production des deux installations.

La présence de l'eau tend à refroidir le four et à ralentir la cuisson ; c'est ce qui a lieu quand la proportion atteint, par exemple, 20 p. % ; la masse forme alors, surtout si elle est broyée finement, une véritable boue : c'est ce qui a lieu à Shamrock (Rhur) avec des fours à boulanger, et à Firminy avec des fours belges. Quand le charbon est gras, il n'en résulte pas d'autre inconvénient, il y a bien assez de chaleur disponible pour évaporer l'eau et on obtient avec cette boue de houille un coke dense et d'un bel aspect.

Il n'en est pas de même avec des mélanges plus maigres ; au four Appolt, avec des houilles maigres, et surtout avec des houilles sèches à longue flamme voisines de la limite, on a observé que l'humidité était nuisible. Au-delà de 5 p. %, elle empêche le coke

de coller et donne un coke moins dur. Dans ce cas, l'eau exerce une action nuisible et en refroidissant le four et en diminuant la densité du chargement.

Comme exemple de l'influence nuisible de l'eau, nous citerons encore un essai en petit fait par nous à Anzin : du charbon demi-gras à 16 p. % de matières volatiles, tassé dans un tube en fonte et placé dans un four à coke, a donné un coke résistant, d'une densité de 1,07, lorsque le charbon était sec; avec du charbon à 9 p. % d'eau, on n'a obtenu que des cendres.

3° *Influence du broyage.* — Comme nous l'avons dit plus haut, il est indispensable de broyer la houille qui ne contient pas assez de poussier pour combler les vides. Il serait également mauvais de laisser de trop gros morceaux : ces morceaux peuvent renfermer des lits schisteux ou de composition différente du reste, qui formeraient plus tard un plan de clivage dans le coke. Enfin, la transmission de la chaleur ne se fait pas avec la même vitesse dans un gros fragment et dans la poussière fine qui l'entoure et on obtient un coke plus homogène avec du charbon fin.

Il est rare qu'on fasse du coke avec du tout venant : les gros morceaux se vendent généralement d'une façon plus avantageuse à l'état naturel et on ne transforme en coke que les fragments ayant moins de 3 à 4 centimètres de côté.

Même avec cette grosseur réduite, et même dans le cas d'une houille grasse homogène, il y aura avantage à broyer de façon à n'avoir pas de fragments de plus de 1 centimètre.

Quand on carbonise des mélanges, soit de gras et de maigre, soit de demi-gras et de maigre, il est indispensable de pousser plus loin le broyage.

A Anzin, on emploie des broyeurs Carr de 1^m,20 de diamètre et on a trouvé que la vitesse la plus avantageuse était de 450 tours par minute pour les mélanges de gras, de demi-gras et de maigre. A cette vitesse, il ne reste guère de morceaux de plus de 6 millimètres et les trois quarts du total passent dans une toile à maille de 2 millimètres.

Un tel broyeur traitant 25 à 30 tonnes à l'heure absorbe une force de 42 chevaux en marchant à plein et 75 chevaux à vide. On a essayé en 1884 de diminuer de moitié la vitesse : on a obtenu de très mauvais résultats, le coke était mal aggloméré, peu solide et pour obtenir de bon coke il aurait fallu, avec cette vitesse réduite, augmenter la proportion de charbon gras.

Quelques ingénieurs belges pensent qu'en broyant le charbon on l'altère et que certaines variétés de houilles peu grasses doivent être carbonisées, d'abord le plus près possible de l'instant où elles sortent des puits et ensuite sans être broyées.

Il est possible qu'en Belgique on ait rencontré des houilles s'altérant à l'air avec une telle rapidité que le broyage leur soit mauvais. Mais, à supposer que le fait ait été réellement constaté, nous pensons qu'il n'y a là qu'une exception et qu'il ne faut pas en faire une règle générale pour tous les charbons qui se trouvent sur la limite des houilles carbonisables.

Il résulte des savantes études de M. Fayol, directeur de la Compagnie de Commentry, sur l'altération à l'air de la houille, que cette altération se fait par dégagement de certains gaz (grisou, azote, acide carbonique) et en même temps absorption d'oxygène de l'air. Du charbon menu peut absorber jusqu'à 5 p. % de son poids d'oxygène en perdant dans une notable mesure la faculté de donner du coke. Mais cette altération ne se fait que sous l'action de la chaleur, dans les houilles en tas ; elle

exige en général plusieurs jours. Des fragments isolés de houille n'ont éprouvé aucun changement physique et chimique, alors qu'ils étaient conservés pendant plusieurs années à la température ambiante et à l'abri de tout échauffement, tandis que la menue houille s'altérerait très rapidement lorsqu'elle était à l'état de poussière et qu'elle était placée dans une étuve. Or, le broyage tel qu'il est pratiqué à Anzin, par exemple, ne peut donner lieu à aucun échauffement. Si on calcule quelle est l'augmentation de température qui peut résulter de la transformation en chaleur d'un travail de 27 chevaux appliqué à une masse de 25 tonnes de houille, on trouve qu'elle est de 2 à 3° et par conséquent tout à fait insignifiante. Nous croyons que si, dans certains cas, on a obtenu de mauvais résultats du broyage, c'est parce que cette opération diminue la densité : à Anzin, alors que le charbon criblé, et non broyé, de 0 à 40 millimètres de grosseur, pèse 850 kilogrammes le mètre cube, le même charbon passé au broyeur Carr ne pèse plus que 720 kilogrammes. On comprend qu'une diminution aussi notable de densité puisse être mauvaise dans certains cas ; mais cette influence est complètement masquée, dans le cas de mélange de charbons de nature différente, par l'immense avantage du broyage, qui permet au charbon gras d'entourer, d'enchâsser plus complètement chaque fragment de houille maigre, et, dans le cas de mélange avec du demi-gras, procure une fusion plus complète des deux houilles pendant la période de ramollissement.

Pour obtenir un mélange homogène et régulier, il ne suffit pas de broyer, il faut encore que les différentes espèces de charbon soient dosées d'une façon continue au moyen d'appareils convenables, de façon que la proportion soit la même non seulement dans chaque

four, mais dans toutes les parties d'un même four. C'est extrêmement important, surtout quand on se tient à la limite des mélanges carbonisables ; nous disons un mot plus loin des divers dispositifs employés pour assurer la régularité des mélanges.

Les fours se classent en deux catégories : ceux en 24 heures et ceux en 48 heures. — On ne devra employer les premiers que si la houille est tout à fait à la limite ; les fours en 48 heures donnent, quand la houille s'y prête, du coke en plus gros morceaux, plus dense, plus solide que les fours en 24 heures.

Influence
de la forme
du four.

Le choix étant fait entre les deux systèmes, il reste à choisir le type et la forme. S'il s'agit par exemple de fours en 24 heures, tous les types qui donnent la cuisson complète de la charge dans le temps voulu et avec une température suffisante donneront également tous de bons produits.

La cuisson dépend de l'énergie du chauffage, qui dépend elle-même de la température et du rapport entre la surface extérieure du compartiment et son cube.

Les fours belges, étroits et hauts, conviennent tout aussi bien que les fours Appolt aux mélanges peu collants.

On constate bien, soit dans les Appolt, soit dans les fours belges, une légère différence de densité du coke pris au fond et la surface du saumon, mais cette différence n'est pas énorme. Le charbon se tasse dans les fours non seulement sous l'action statique de la charge qu'il supporte, mais aussi par la chute dans le four et par l'action du rable. Dans le four Appolt on ne peut exagérer beaucoup la compression, car si on dépassait une certaine limite on déformerait les parois, qui sont

fortement travaillées au moment du premier dégagement des gaz.

La température joue un rôle de premier ordre dans la qualité du coke : il ne suffit pas que la charge soit cuite dans le temps voulu, il faut encore qu'elle le soit à une température convenable : le coke obtenu au rouge sombre est noir, friable, sans cohésion ; le retrait paraît être d'autant plus fort et la densité d'autant plus élevée que la température l'est elle-même davantage. Dans les bons fours on observe généralement dans les carneaux une température de 1.000 à 1.200°.

Il ne faut pas non plus qu'il y ait excès de température, surtout dans les premiers moments de la cuisson, car on obtient alors du coke en très petits morceaux et fragile. Pour obtenir de gros morceaux, surtout dans les fours en 48 heures, il faut que les parois soient très sombres au moment de l'enfournement ; il n'y a pas d'inconvénients à ce que la température s'élève ensuite et soit très élevée au moment du défournement. C'est la température initiale qui détermine le mode de fissuration de la première croûte de coke qui se forme et par suite la grosseur finale des blocs.

Influence
de la
compression.

Pourquoi le coke de four a-t-il une plus grande densité et une plus grande résistance que le coke de gaz ? Ce n'est pas à cause de la lenteur de la cuisson ; car dans des essais au creuset faits à basse température, on a un chauffage plutôt moindre que dans un four, et pourtant on obtient un culot de coke léger et sans consistance. La densité du coke métallurgique est uniquement due à la compression du charbon ; pendant qu'il se transforme en coke dans les fours à boulanger et dans les fours belges, il se forme sur toute la surface supérieure du gâteau une couche de 4 à 6 centimètres d'épaisseur de coke très léger, plus boursouflé même

que le coke de gaz ; ce n'est qu'après la formation de cette première croûte que le coke commence à acquérir de la densité ; elle empêche en effet le gonflement de la masse pâteuse dont les gaz distillent ; quand cette croûte a atteint une épaisseur de 10 centimètres dans les fours belges, par exemple, elle exercerait même une pression très énergique si elle ne se brisait pas sous l'influence du retrait et par suite de cet effort même. Cette première croûte de coke gêne fortement le dégagement du gaz et empêche la masse pâteuse de se boursoufler ; c'est bien plus par suite de cette gêne que par la compression statique due à la hauteur de charge que le coke acquiert sa densité et sa résistance.

Quand il ne reste que peu de charbon à transformer en coke, ce charbon trouve à côté de lui un espace disponible, résultant du retrait du coke déjà formé, et il n'est pas aussi fortement comprimé qu'au début ; il n'est même plus comprimé du tout. Aussi le coke est-il toujours moins dense dans le centre du four ; dans les fours Appolt cette diminution est de moitié avec les houilles sèches d'Aubin.

Une forte compression initiale combat dans une certaine mesure l'influence fâcheuse du retrait sur la qualité des produits de la dernière heure ; mais, dans un four de grande dimension, on ne saurait anihiler complètement l'effet du retrait ; si le retrait est de 40 p. %, par exemple, il faudrait une compression initiale de plus de 50 kilos par centimètre carré pour diminuer de 40 p. % le volume initial et pour supprimer, par conséquent, le retrait. Or, les fours tels qu'on les construit ne pourraient supporter une pareille pression, il s'en faut de beaucoup.

On a cherché dans le four Lürmann à exercer pendant la carbonisation une action mécanique continue, com-

primant la houille à l'état pâteux. Le principe est excellent, mais cette action ne s'exerce dans le four Lürmann qu'en brisant les morceaux déjà formés. Pour réussir complètement dans cette voie, il faudrait que la pression s'exercât dans le sens même de la propagation de la chaleur : le four étant prismatique et chauffé sur ses longues faces, il faudrait que ce fussent les longues faces qui fussent mobiles et exerçassent une action de compression sur le gâteau.

On obtiendrait le même résultat d'une façon plus simple sans aucune action mécanique, en employant des cornues cylindriques dans lesquelles le charbon serait légèrement tassé, et d'un diamètre assez faible pour que la croûte annulaire de coke qui se forme en premier lieu contre les parois ne se brise pas, et, enserrant le reste de la charge comme dans un anneau, la comprime par la seule action du retrait. On obtiendrait ainsi un bloc compact. M. de Marsilly a essayé autrefois à Anzin des fours à cornue basés sur ce principe et qui donnaient avec des mélanges assez maigres un coke très apprécié.

Nous avons indiqué plus haut la densité étonnante des cokes obtenus au four Lürmann : cette densité atteint 1,50 pour du coke obtenu par un mélange de gras et d'anhracite. Une aussi grande densité est-elle bien avantageuse pour le haut-fourneau ? Sans doute une augmentation de densité équivaut à une augmentation de capacité du fourneau ; mais, d'autre part, M. Lowtlian Bell explique le meilleur rendement, par mètre cube de capacité, obtenu avec le charbon de bois comparativement à ce qu'on obtient avec le coke, précisément parce que, d'après lui, le charbon de bois étant beaucoup moins dense, occupe dans la charge une fraction plus importante du volume total et que les fragments de minéral se trouvant enveloppés de tous côtés par le

combustible sont dans de bien meilleures conditions pour une réduction rapide. Si cette explication est exacte, on peut prévoir, en théorie, certains inconvénients à l'emploi de coke trop dense ; mais l'expérience directe peut seule trancher définitivement la question.

Pour revenir à la compression initiale de la houille dans le four, nous citerons différents faits qui démontrent son influence. Le docteur Percy cite un essai qu'il a vu exécuter sous ses yeux avec de la houille du Staffordshire (houille sèche ne donnant pas de coke dans les fours ordinaires) : du poussier humide de cette houille, fortement tassé dans un creuset de Hesse de 12 centimètres de diamètre et placé dans un four à coke, après avoir été recouvert d'un chapeau d'argile humide, a donné un culot de coke très solide.

Nous avons obtenu nous-même un résultat analogue avec du charbon demi-gras de la fosse Lambrecht (Anzin) contenant 15 à 16 p. % de matières volatiles, fortement tassé dans un tuyau de fonte : le coke obtenu était argentin, sonore, d'une densité de 1,07, alors que du poussier non tassé ne donnait, dans ces mêmes conditions, que de la poussière de coke.

L'influence de la compression initiale paraît plus grande sur les houilles sèches ou demi-grasses que sur les mélanges de gras et d'anthracite : dans des essais en petit, nous n'avons pas obtenu une différence aussi forte, avec ces derniers mélanges, entre les produits tassés et non tassés qu'avec les demi-gras.

Nous donnons ci-dessous le résultat d'essais faits à Anzin en comprimant dans un tuyau de fonte du charbon menu et sec (avec du charbon contenant 9 p. % d'eau, le coke était un peu moins bon). Pour chacun des mélanges la dernière colonne indique la diminution de volume qui était produite par la compression initiale de la houille. Le creuset était chauffé dans un four à coke.

*Essais de carbonisation des charbons gras de la fosse Réussite (Anzin),
mélangés avec diverses proportions de maigre.*

35 p. % de maigre.					40 p. % de maigre.					45 p. % de maigre.				
Pression par centimètre carré.	Retrait linéaire.	Résistance à l'écrasement par centimètre carré.	Diminution de volume après la carbonisation	Tassement du charbon correspond- ant à la pression.	Pression par centimètre carré.	Retrait linéaire	Résistance à l'écrasement par centimètre carré.	Diminution de volume après la carbonisation	Tassement du charbon correspond- ant à la pression.	Pression par centimètre carré.	Retrait linéaire.	Résistance à l'écrasement par centimètre carré.	Diminution de volume après la carbonisation	Tassement du charbon correspond- ant à la pression.
0	0,080	"	37 p. %	"	0	0,079	40 ²	35 p. %	"	0	0,062	"	"	"
0,3	0,077	78 ²	35	0,162	0,3	0,09	69	40	0,162	0,3	0,064	51 ²	38 p. %	0,162
0,6	0,077	75	40	0,165	0,6	0,07	73	38	0,165	0,6	0,077	64	30	0,165
1	0,077	70	40	0,22	1	0,09	125	27	0,220	1	0,090	50	12	0,220
2	0,077	90	41	0,238	2	0,09	85	21	0,238	2	0,083	"	"	0,238
5	0,077	93	41	0,265	5	0,102	116	27	0,265	5	0,083	34	"	0,266
7,5	0,077	93	41	0,276	7,5	0,102	128	27	0,276	7,5	0,083	"	19	0,276

L'effet de la compression initiale n'est marqué que pour le mélange à 40 p. % de maigre. Pour les autres, il est insignifiant.

Le maigre en question avait 10 p. % de matières volatiles, le gras 26 p. %.

Dans les essais en grand, avec les fours, on n'obtenait de bon coke qu'en ne dépassant pas 30 p. % de maigre. Au Creusot, on en emploie 40 et 45.

La différence des résultats provient de la différence de nature de la houille grasse qui, au Creusot, est bien plus collante.

La compression initiale est appliquée en Silésie dans un certain nombre de four belges traitant des houilles à longue flamme ; ces fours sont munis de l'appareil Quaglio, décrit dans le journal *of Iron and Steel Institut*, deuxième semestre 1890. Dans ces fours, le chargement, au lieu de se faire par la voûte, se fait par la porte de défournement au moyen d'une longue caisse en tôle, ayant à peu près les mêmes dimensions que le four et dans laquelle la charge est tassée fortement par trois pilons mus mécaniquement et portés par un pont roulant qui, de même que la caisse, se déplace le long de la batterie et dessert tous les fours. Les trois pilons se déplacent le long de la caisse et compriment la houille menue sur toute sa longueur ; ceci fait, et immédiatement après le défournement, on amène la caisse en face du compartiment vide ; elle est portée pour cela par un châssis roulant sur le quai de défournement ; on introduit la charge dans le four de deux façons, soit en accrochant la tôle de fond de la caisse à la crémaillère du repoussoir, soit par une crémaillère spéciale. On retire ensuite la tôle qui a servi à enfourner la charge. Ce système, malgré sa complication, a donné, paraît-il, de bons résultats.

Appareil
J. Quaglio.

Coke
d'anthracite.

L'emploi d'anthracite mélangé au charbon gras pour la fabrication du coke n'est pas nouveau ; c'est ainsi qu'au Creusot on mélangeait dès 1825 une certaine proportion d'anthracite au charbon gras employé dans la carbonisation en tas. Divers inventeurs ont repris le problème et ont cherché le moyen d'augmenter la proportion d'anthracite, soit par l'emploi de fours spéciaux, soit par des soins particuliers apportés au mélange, soit par l'adjonction de matières bitumineuses telles que le brai et le goudron.

M. Grosrenaud a appelé le premier, en 1855, l'attention sur l'importance d'un mélange bien intime des matières, d'un dosage régulier et d'un broyage suffisant. Dans des essais faits par lui à Sotteville dans des fours à boulanger appartenant à la Compagnie du Chemin de fer de l'Ouest, on a obtenu du coke propre au chauffage des locomotives avec $\frac{2}{3}$ d'anthracite du pays de Galles et $\frac{1}{3}$ de charbon gras. Il a obtenu également un coke propre au chauffage domestique avec $\frac{2}{3}$ de sciure de bois et $\frac{1}{3}$ de houille grasse.

En 1857, on commença, au Creusot, l'utilisation d'une notable proportion d'anthracite, 40 à 50 p. %, en broyant le mélange de charbons gras et maigres dans un broyeur Carr et carbonisant dans des fours belges en 24 heures de 48 centimètres de largeur.

La proportion d'anthracite dépend surtout de la nature de la houille grasse qui sert d'agglomérant. Ainsi à Anzin, on n'a pu dépasser la proportion de 30 p. % de maigre, dans des fours plus étroits et plus chauds que ceux du Creusot.

Certains fours Lürmann fonctionnent avec une forte proportion de maigre, qui s'élève à 50 p. % ; mais ce four étant à température peu élevée, une forte proportion du coke sort à l'état de poussière quand le mélange est trop maigre.

En somme, le four paraît avoir une moindre influence sur la qualité du coke, dans les mélanges de gras et de maigre, que dans ceux de gras et de demi-gras. Un four en 24 heures supportera une proportion de maigre beaucoup plus forte qu'un four en 48 heures ; mais tous les fours en 24 heures convenablement installés et chauffés ne donneront pas des résultats très différents les uns des autres.

L'emploi d'un mélange de charbon gras, de brai et d'anthracite a été breveté en France par M. de Chavigné, et en Angleterre, vers 1872, par MM. Richard et Penrose, de Swansea, qui préconisaient un mélange de 35 p. % de gras, 5 p. % de brai et 60 p. % d'anthracite. Le brai possède un pouvoir agglomérant supérieur à celui du charbon gras, bien qu'il ne laisse par la calcination qu'un résidu de coke de 45 à 50 p. %, tandis que la houille grasse laisse de 70 à 75 ; mais son prix est bien plus élevé, et il faut se trouver dans des conditions tout à fait spéciales pour que l'emploi en soit aussi avantageux que celui de la houille grasse.

A Lendore, près Swansea, on fabriquait, vers 1872, du coke avec de l'anthracite du pays de Galles additionné de brai, sans houille grasse. Le mélange était fait dans des appareils semblables au broyeur Carr et carbonisé dans des fours belges étroits et longs. Le coke était dur et compact et présentait des facettes brillantes comme le graphite.

Le même problème s'est posé en Amérique pour l'utilisation des poussières d'anthracite de Pensylvanie ; en 1878, on a fait des essais en petit, en carbonisant dans des cornues à gaz des charges de 250 kil. d'un mélange de 50 p. % d'anthracite, 30 p. % de charbon gras et 20 p. % de goudron de gaz ; la cuisson durait 4 heures ; on obtenait un coke solide, mais pas assez résistant pour l'emploi dans les hauts-fourneaux, ce qui

n'est pas étonnant, étant donné le mode de carbonisation. Dans des essais au creuset, à la chaleur blanche, on obtint un coke dur avec 65 p. % d'anhracite, 25 p. % de gras et 10 p. % de goudron ; le rendement était de 75 à 78. Le goudron est bien inférieur au brai comme matière soudante, il ne fournit que de 18 à 22 p. % de coke ; il en faut donc au moins le double, et comme son prix est à peu près le même que celui du brai, ou de bien peu inférieur, son emploi n'est pas à recommander. Le développement considérable qu'a pris, à partir de 1875, l'exploitation des couches de charbon gras a fait abandonner en Amérique ces essais de coke d'anhracite.

L'anhracite employé dans le coke se comporte comme une matière inerte ; les grains conservent leur forme et leur aspect et ne font que diminuer légèrement de volume ; ainsi du maigre à 11 p. % de matières volatiles d'Anzin passe par la calcination de la densité de 1,32 à celle de 1,8, il y a donc retrait de 25 p. % en volume. Le coke fourni par le charbon gras, doit englober ces fragments et les souder les uns aux autres ; pour économiser le charbon gras il faut d'une part que les intervalles entre les grains de charbon maigre soient aussi réduits que possible, ce qui conduirait à ne pas pousser trop loin le broyage, car le poids d'un hectolitre de charbon est généralement plus considérable quand les grains sont à des états variables de grosseur et que les petits fragments remplissent les intervalles existant entre les gros, que dans un mélange fin provenant d'un broyage uniforme ; d'autre part, il ne faut pas laisser de trop gros morceaux pour faciliter le retrait des matières juxtaposées et pour éviter que les morceaux d'anhracite ne décrépitent. Dans le compte-rendu des premiers essais de leurs fours, MM. Appolt racontent qu'ils ont obtenu du coke avec 25 p. % de

gras seulement et du maigre privé de poussières, et en morceaux réguliers de 3 millimètres de côté environ. Dans chaque cas il y a une étude à faire sur le degré de finesse auquel doit être amené soit le gras, soit le maigre ; en parlant de broyage des charbons, nous donnons quelques renseignements plus détaillés à ce sujet.

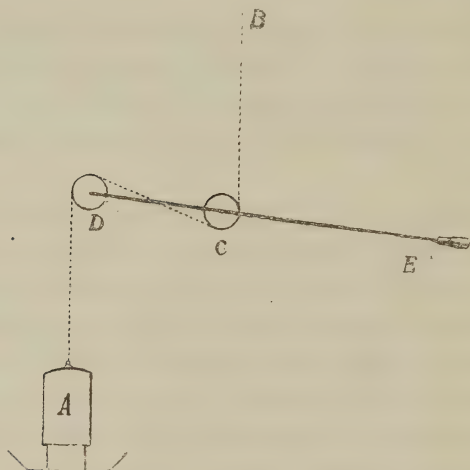
On emploie pour mesurer mécaniquement la proportion des charbons de diverses natures employés en mélange soit des cylindres à alvéoles, soit des soles tournantes, placées à la base des trémies servant de réservoir.

Appareils
pour le dosage
des
mélanges.

Les cylindres se font généralement en fonte, avec un diamètre de 40 à 50 centimètres ; des cloisons radiales et longitudinales forment 6 à 8 compartiments qui se remplissent en passant sous la trémie et déversent au dehors leur contenu. Ces cylindres font de 8 à 12 tours par minute. On fait varier la proportion du mélange soit en plaçant des tasseaux en bois dans les alvéoles, soit en faisant glisser plus ou moins un tiroir placé à la base de la trémie et permettant de ne remplir l'alvéole que sur une portion seulement de sa longueur.

Les soles tournantes permettent de faire varier plus facilement la proportion du mélange. On sait que cet appareil consiste en un disque horizontal tournant au-dessous de l'ouverture inférieure de la trémie ; le charbon y forme un cône avec son talus naturel d'éboulement et ce cône une fois formé arrête l'écoulement ; un couteau fixe entame ce cône et fait déverser le menu d'une façon continue par le bord du disque. La vitesse de rotation du disque est constante ; le débit est d'autant plus grand qu'on avance davantage le couteau.

M. Coppée emploie un troisième appareil différant comme principe des précédents. L'écoulement se fait à la base de la trémie par une ouverture munie d'une trappe verticale A qui n'est pas fixe, mais est animée d'un petit mouvement alternatif de 3 à 4 centimètres d'amplitude, au moyen de la chaîne B et d'une came ou d'un excentrique donnant 50 à 60 impulsions par



minute. La chaîne passe sur deux poulies C D portées par un levier D E dont le centre est en C. Au moyen de ce levier, on augmente ou on diminue l'ouverture moyenne de la trappe A, sans interrompre son mouvement de va-et-vient, et on fait varier ainsi le débit d'une façon assez précise.

Broyeurs.

On employait beaucoup autrefois les broyeurs à deux cylindres lisses ou cannelés, entre lesquels le charbon s'écrase par laminage. Cet appareil est encombrant pour un grand débit ; quand le menu à broyer contient de gros morceaux, on obtient difficilement une grande finesse par un seul passage, et il est nécessaire d'avoir une paire de cylindres dégrossisseurs et d'autres cylindres au-dessous pour terminer le broyage. Les cylin-

dres sont un bon appareil quand on n'a pas de mélange à opérer. On leur préfère maintenant le broyeur Carr, qui, avec un débit considérable sous un faible volume, permet d'opérer un mélange intime de plusieurs qualités de charbon et un broyage complet en un seul passage ; par contre, cet appareil exige plus de force motrice et plus d'entretien que les cylindres.

Les broyeurs Carr employés dans les divers établissements de fours à coke d'Anzin ont tous les dimensions suivantes :

Diamètre extérieur.....	1 ^m ,200
Diamètre de l'enveloppe en tôle.	1 600
Largeur du broyeur.....	0 300
Largeur de l'enveloppe.....	0 460
Diamètre de l'arbre fixe....	0 110
Poids de l'appareil.....	2.500 ^k

Ces broyeurs portent quatre couronnes de barreaux en acier, de 35 millimètres de diamètre, rivés d'un côté sur les plateaux en fonte de l'appareil et de l'autre sur des cercles en fer plat qui réunissent leurs extrémités.

Le broyeur Carr exige, à production égale, une force motrice plus que double de celle exigée par un broyeur à cylindres, mais il présente l'avantage de broyer un peu plus finement et de mieux mélanger les diverses qualités de charbon composant le mélange.

A Saint-Waast, pour une production de 15 tonnes à l'heure, la machine motrice qui commande les norias et le broyeur a 0^m,40 de diamètre et 0^m,60 de course. Elle fait 54 tours par minute, et le broyeur Carr 345.

D'après les diagrammes relevés sur le cylindre, le travail à vide est de 1.351 kilogrammètres par seconde ; le travail du broyage seul est de 1.044 kgm. et le travail de l'élévation du charbon dans les norias de 366 kgm.

A l'Enclos, la machine motrice commandant deux broyeurs avait 0^m,44 de diamètre et 1 mètre de course ; elle faisait 36 tours par minute.

D'après les diagrammes relevés à l'indicateur, un broyeur faisant 325 tours et broyant 240 kilos de charbon par minute, soit 14^h,5 à l'heure, absorbait, avec les norias élevant le charbon à 6 mètres de hauteur, 26 chevaux quand le broyeur et les transmissions marchaient à vide, et 42^{ch},36 pendant le broyage du charbon. L'effet utile ou le rapport du travail absorbé par le broyage et l'élévation du charbon au travail total indiqué était donc de 62 p. %.

Aux fours à coke d'Haveluy (Anzin), un broyeur de 1^m,20 de diamètre marchant à 450 tours par minute a passé jusqu'à 30 tonnes à l'heure en opérant convenablement le mélange de demi-gras et de gras enfourné dans des fours étroits en 24 heures.

Comme exemple d'atelier de broyage et de mélange, on peut citer celui de Méons, de la Société des Houillères de Saint-Etienne.

Ateliers
de broyage
et de mélange
de Méons.

Les wagons chargés de houille destinée à la carbonisation et provenant des divers puits d'extraction arrivent sur une voie passant au-dessus de cinq grandes fosses A A A A A, FIG. 6 et 7, PL. XVI.

Pour activer le déchargement, les wagons F ont un fond constitué par deux plans inclinés $\alpha \alpha$ réunis par une partie horizontale de 0^m,40 de largeur sur laquelle peut se tenir l'ouvrier. La moitié inférieure des deux parois latérales du wagon forme portière tournant autour d'un axe horizontal placé à la base de la caisse. En abaissant ces portes, le wagon est ouvert sur toute sa longueur et sur les deux côtés à la fois.

Le charbon menu coule sur les fonds inclinés et tombe dans les fosses.

Celles-ci sont, au niveau du sol, recouvertes de grilles en fer à la maille de 100 ^m/_m de côté, ce qui ne gêne en rien la chute du charbon et permet la circulation des ouvriers le long des wagons.

Le déchargement des 190 tonnes de charbon nécessaires pour le service journalier de la carbonisation est fait par deux ouvriers payés 3^f,50, en plus des voituriers qui amènent les wagons sur la voie.

La contenance de chaque fosse est de 50 tonnes de houille, soit 250 hommes pour les cinq. Chacune d'elles reçoit toujours du charbon de même nature et à la même teneur en cendres.

Les fosses sont de forme pyramidale quadrangulaire. Le fond est formé par une trémie en tôle T au-dessous de laquelle est une sole tournante distributrice S. Le charbon vient former un talus sur la sole, talus qui est enlevé au fur et à mesure de sa formation par une raclette fixe dont la position est réglée de façon à faire débiter à chaque sole la quantité voulue.

Le charbon distribué par chacune des soles tombe dans deux couloirs G II, G' II' en tôle, disposés latéralement en face des deux premières trémies et des deux dernières. La sole de la trémie du milieu déverse directement dans une petite fosse D où puise une noria N. Dans les deux couloirs, des hélices, l'une à gauche, l'autre à droite, mélangent et poussent le charbon à l'extrémité où il tombe dans la petite fosse de la noria.

On voit qu'en réglant convenablement le débit de chacune des soles on amène à la noria centrale un mélange parfaitement dosé, et ayant constamment la même proportion de charbon à une teneur en cendres et en matières volatiles déterminées. L'action des hélices qui poussent le charbon amène en outre le mélange des qualités.

Les houilles expédiées à l'atelier de carbonisation sont des menus criblés à diverses mailles comprises entre 4 et 30 m/m . Afin d'obtenir un coke plus dense et d'une composition bien homogène, on broie ce mélange de menus divers, de façon à le réduire à l'état de poussière et obtenir un mélange intime et parfait.

A cet effet, la noria N prenant le charbon au fond des fosses le déverse dans un couloir C par lequel il se rend à un broyeur Carr K de 1^m,30 de diamètre, tournant à la vitesse de 360 tours, et installé sur le quai servant aux entassements de coke. Le charbon pulvérisé est repris au-dessous du broyeur par une seconde noria M qui le déverse sur une toile sans fin le transportant dans une trémie de réserve R placée au-dessus du massif des fours F.

Cette trémie de réserve, d'une capacité de 55 mètres cubes, peut contenir le charbon nécessaire au chargement de 10 fours. Elle est subdivisée en deux parties, qui sont remplies alternativement, ce qui facilite beaucoup l'approvisionnement du mélange voulu par le chargement des fours en vue de la fabrication de telle ou telle qualité de coke.

Les trois wagonnets V V V devant servir à charger un four sont amenés au-dessous des trois orifices d'écoulement d'une des trémies. Ces orifices sont fermés par des vannes cylindriques manœuvrées avec la plus grande facilité à l'aide d'un levier et permettant de remplir en une minute le wagonnet placé au-dessous.

Tout cet atelier est actionné par une machine motrice verticale, type pilon, de 380 de diamètre et 500 de course.

La vapeur est fournie par une chaudière chauffée à l'aide des gaz des fours.

Les wagonnets de chargement se font toujours en tôle de 2 à 3 millimètres d'épaisseur et de forme pyramidale. Ils ont une contenance qui s'élève jusqu'à 2.000 kilos de charbon. Il est utile, pour activer le chargement du four et simplifier les manœuvres, que la capacité soit assez grande pour qu'on ne soit pas obligé de vider successivement deux wagonnets par le même orifice de chargement. Le nombre d'orifice est de 3 pour les fours de 8 à 10 mètres de long; le chargement doit s'opérer avec 3 wagonnets. Ils sont fermés à la partie inférieure par une trappe à coulisse, ou oscillante avec contrepoids. Quand le charbon est humide, on pratique dans les parois, vers le milieu de la hauteur, des goussets qui permettent d'activer l'écoulement du menu en introduisant un ringard dans la trémie.

Wagonnets
de
chargement.

Les portes ne doivent pas présenter, autant que possible, de surfaces métalliques en contact avec le coke incandescent ou avec l'intérieur du four. Leur largeur doit être suffisante pour que ce soit leur garnissage réfractaire, et non le métal, qui vienne battre contre la paroi réfractaire extérieure du four.

Portes
et armatures.

Les portes se font soit pivotantes sur gonds, soit levantes. Ces dernières s'emploient surtout pour les fours de grande dimension ou de grande largeur, car dans ce cas les armatures seraient par trop fatiguées par le porte-à-faux de portes à gond. On les lève, de la hauteur strictement suffisante pour le passage du coke, au moyen d'un petit treuil roulant sur le bord de la plateforme et desservant tout un côté d'une batterie. Ces portes ont encore l'avantage d'être moins exposées aux projections d'eau froide et d'être d'une plus grande durée. Elles se font soit en tôle, soit en fonte renforcée par une cornière en fer.

Les portes à gond se faisaient autrefois en deux pièces, dans le sens de la hauteur ; la partie supérieure restait ouverte pour égaliser la charge de houille. Ce mode de construction est mauvais, il augmente le périmètre à garnir d'argile et la surface métallique exposée au feu. On préfère maintenant les portes d'une seule pièce, portant un petit guichet à leur partie supérieure.

Les portes levantes ou roulantes se garnissent du côté du feu de briques réfractaires, de 6 à 8 centimètres d'épaisseur, ou de pisé réfractaire. A Firminy on a trouvé que, pour des fours en 48 heures, le garnissage en briques rouges ordinaires résistait aussi bien que l'autre. Le garnissage doit être entretenu avec soin, une porte qu'on laisse dégarnir partiellement rougit et est bientôt hors de service.

On lute tous les joints des portes avec de l'argile à briques, non réfractaire ; elle ne doit être ni trop grasse ni trop sèche ; l'argile grasse fait plus de retrait et demande à être mouillée plus souvent ; l'argile sèche se détache et tombe trop facilement.

Les armatures sont formées de montants verticaux, en fonte le plus souvent, et placés entre deux portes. Leur pied est enterré de 40 à 50 centimètres dans le massif au-dessous du sol ; un tirant ayant la longueur du four réunit les têtes de deux montants placés aux extrémités du même compartiment. Ces tirants doivent être placés soit à découvert sur la plateforme des fours, soit noyés sous une faible épaisseur de maçonnerie. Les tirants placés trop en avant dans la maçonnerie rougissent et se cassent.

Les armatures en fonte présentent l'inconvénient de se briser si on ne desserre pas à temps le tirant pendant la dilatation du massif. On évite cet inconvénient avec les armatures formées de vieux rails ; une armature formée de deux rails accouplés, combinée avec les

portes levantes, est particulièrement à recommander pour les grands fours en 48 heures, tels que les fours Coppée.

Les défourneuses se font avec ou sans chaudière ; Défournouses. dans ce dernier cas, la vapeur est fournie par des générateurs fixes et amenée à la machine par des compas. L'économie réalisée par ce dispositif est faible, et le poids de la chaudière est souvent nécessaire pour augmenter l'adhérence de la défourneuse.

La Pl. XV représente une défourneuse construite par M. Marllier, d'Anzin, pour les mines de Douchy. Elle pèse 16.000 kilos et repousse un gâteau de coke de 5.500 kilos. Le cylindre moteur est oscillant et commande, soit le mouvement d'avant ou d'arrière de la crémaillère, soit le mouvement de translation, au moyen de deux débrayages à griffes. La tige de la crémaillère est en fonte, les divers tronçons sont assemblés par tenons et clavettes en fer, la denture est en acier.

A Anzin, on emploie pour les fours en 24 heures le même modèle de défourneuse, mais un peu moins robuste : le poids total n'est que de 10 tonnes, chaudière comprise ; le gâteau de coke pèse 2.500 kilos.

Le timbre de la chaudière est de 6 kilos, mais le défournement se fait bien avec 3 kilos seulement. Le cylindre oscillant a 250×270 et fait jusqu'à 250 tours par minute : une seule défourneuse dessert 80 fours, à raison de 10 défournements à l'heure.

Pour le mouvement de la crémaillère, le rapport des engrenages est au $1/15^e$, le gros pignon engrenant avec la crémaillère a 16 dents ; le pas est de 60 millimètres. Le corps de la crémaillère est très léger, en tôle rivée en forme de I et supporte une denture en acier fondu. Les deux ou trois premiers mètres de la crémaillère

restent constamment rouges et la tige demande d'assez fréquentes réparations. Le bouclier est en fonte et ne dure que six mois.

La chaudière a un corps tubulaire horizontal de 2^m,30 de longueur, portant 18 tubes de 6 centimètres de diamètre. La surface de chauffe est de 8 mètres et suffit à maintenir la pression en brûlant du petit coke. A la pression de 3 kilos, l'effort sur le piston est de 1.500 kilos et sur la crémaillère de 7.000 kilos ; l'effort réel doit être beaucoup moindre que cet effort calculé.

Aux fours de Méons, la charge de coke n'est que de 3.000 kilos, mais il se produit souvent des adhérences dans le four et on emploie des défourneuses puissantes et construites de façon à assurer une longue durée aux principaux organes. La tige est en fer forgé, de section carrée de 200 ^m/_m × 200 ; sa durée est indéfinie. Elle porte une denture en acier fondu, rivée ou boulonnée.

Le bouclier est entièrement en acier fondu et dure deux ans. Le mouvement de recul de la crémaillère se fait avec une vitesse double du mouvement en avant, disposition à recommander qui diminue l'échauffement de la tige.

Aux fours Smet de l'Espérance (Belgique) qui ont 9^m,50 de long et contiennent 6.000 kilos de coke par compartiment, on a installé en 1872 une défourneuse, construite par la maison Ch. Beer, dont la crémaillère présente une disposition spéciale qui diminue la longueur totale de l'appareil. Avec la disposition ordinaire, cette longueur serait de 14 mètres ; elle n'est en réalité que de 7^m,75.

La crémaillère est en trois morceaux : la partie centrale part la première dans le mouvement en avant ; c'est elle qui porte le bouclier. Quand elle est complètement engagée dans le four, elle s'assemble avec les deux crémaillères latérales qui continuent le mouve-

ment et complètent le parcours du saumon de coke. Au retour, les deux crémaillères latérales s'arrêtent. Quand elles ont parcouru leur longueur, la crémaillère centrale vient se placer entre elles. Cet assemblage se fait à l'aller comme au retour automatiquement et sans arrêt. Le poids total de la défourneuse est de 22.000 kilos.

On abandonne depuis longtemps l'usage de petites cheminées. Cheminées. de 3 à 4 mètres de haut établies sur la plateforme des fours et dont chacune ne dessert qu'un seul compartiment.

On construit maintenant des cheminées de hauteur et de diamètre suffisant pour desservir 20 à 25 fours, et quelquefois davantage.

Les gaz des fours sont recueillis par un grand carneau collecteur placé sous le sol, généralement du côté de la défourneuse ; les cheminées sont établies sur ce carneau.

Dans le Nord et en Belgique, les cheminées sont basses ; elles ont 7 à 8 mètres de hauteur au-dessus de la plateforme des fours. Elles sont carrées ; une section intérieure de 1 mètre de côté suffit pour 20 fours produisant chacun 2.500 kil. de coke par jour. Ces cheminées sont en briques ordinaires, avec chemise intérieure en briques réfractaires de 12 centimètres d'épaisseur ; elles sont consolidées par des armatures rectangulaires en fer placées complètement à l'extérieur, ou noyées dans la maçonnerie, à 12 ou 25 centimètres de la surface extérieure. On ne laisse aucun vide entre la chemise et l'enveloppe extérieure ; la dilatation de la brique réfractaire, portée au rouge, fait toujours fendre plus ou moins le massif extérieur.

Ce mode de construction ne peut convenir que pour des cheminées de très petite dimension et ne donne

aucune solidité quand il est appliqué à des cheminées plus grandes ; c'est ainsi que la cheminée double de 15 mètres construite aux fours de Turenne (Anzin) s'est démolie à plusieurs reprises, ainsi que la cheminée de 35 mètres des fours d'Haveluy (Anzin).

Dans la Loire, les grandes cheminées sont construites d'une façon spéciale qui présente une garantie complète de durée et de solidité. Nous citerons comme exemple la cheminée des fours de Méons, près Saint-Etienne, qui dessert 50 fours. Elle est carrée, de 1^m,50 de côté intérieur, et a 30 mètres de haut. Une chemise réfractaire de 25 centimètres d'épaisseur est disposée à l'intérieur sur toute la hauteur ; la chemise extérieure en briques rouges en est séparée par un vide de 5 centimètres dans lequel circule un courant d'air rafraîchissant ; pour cela on a pratiqué de très nombreux petits créneaux communiquant à l'extérieur. Le massif en briques rouges ne porte ni tirants ni armatures : ces organes sont inutiles, car il ne supporte pas de poussée de la chemise intérieure, qui se dilate librement à la faveur de l'espace vide de 5 centimètres et ne se déforme pas, sa température restant peu élevée. Cette cheminée date de plus de vingt ans et n'a subi aucune avarie, bien qu'elle ait supporté un très grand nombre de mises en feu et de refroidissements successifs.

La chemise à dilatation libre est indispensable surtout quand elle reçoit successivement soit les gaz très chauds venant directement des fours, soit les gaz refroidis par leur passage sous des générateurs. Dans le cas où les fours chauffent des générateurs, il vaut mieux avoir deux cheminées, ainsi que nous l'expliquerons en parlant de l'utilisation des flammes perdues.

Extinction
du coke.

En parlant des fours à boulanger et des fours Appolt, nous avons expliqué comment se faisait l'extinction du coke dans ces fours.

Il y a une vingtaine d'années, l'extinction se pratiquait assez souvent par étouffement dans les fours Knab et dans divers fours belges : le gâteau de coke était repoussé entre des murs disposés dans le prolongement des piédroits du four, on le recouvrait de cendres de façon à empêcher tout contact de l'air ; au bout d'un temps plus ou moins long, de 12 à 24 heures, la température était suffisamment abaissée pour qu'on pût attaquer la masse et procéder à l'expédition du coke. Ce procédé n'est plus guère en usage, il ne peut du reste être employé pour les fours marchant en 24 heures et on refroidit partout le coke en l'arrosant à la lance.

L'étouffement avait pour avantage de donner un coke parfaitement sec, d'un aspect métallique et d'une couleur claire. En l'arrosant on n'obtient le même résultat que par un temps chaud et sec, et encore il y a toujours des morceaux qui ont reçu un peu trop d'eau et qui ont un aspect noir. Il est difficile de laisser moins de 2 1/2 p. % d'eau dans le coke éteint à l'eau, et la proportion s'élève facilement à 4 ou 5 p. % par les temps de pluie. Voilà quelle est la disposition généralement adoptée dans les fours belges. Une série de robinets de prise d'eau sont établis en ligne, à 6 ou 8 mètres les uns des autres, sur le bord du quai de chargement. Ces robinets portent des raccords qui reçoivent les tuyaux d'arrosage. Ceux-ci sont en cuir ou en caoutchouc, de 4 à 5 centimètres de diamètre intérieur, et terminés par une lance de 25 à 30 millimètres de diamètre. L'arrosage se fait par 2 lances à la fois.

La quantité d'eau nécessaire est de 40 p. % du poids du coke. Dans les calculs d'installation, on compte généralement sur 50 p. %.

Cette eau doit arriver avec une pression de 8 mètres au moins. La charge et le diamètre des lances doivent

être calculés de telle façon que le débit nécessaire soit réalisé en la moitié du temps exigé pour le défournement. Par exemple, pour une batterie de 80 fours en 24 heures, dont chacun produit 2.000 kil. de coke, si le défournement dure 10 heures, cela fait 6 minutes pour chaque four ; deux lances doivent débiter 1 mètre cube en 3 minutes.

M. Villiers avait fait installer en 1876 aux fours à coke de Méons, près Saint-Etienne, un système tout particulier d'extinction. La charge totale de chaque four, pesant 3.000 kil., était reçue dans un panier en fer à claire-voie, placé sur la plateforme de défournement dans le prolongement du four. Une grue roulante enlevait le panier plein de coke incandescent, le plongeait pendant quelques secondes dans un bassin plein d'eau, puis le versait sur un crible incliné sur lequel se faisait automatiquement la séparation du gros coke, du petit coke et des cendres. Cette installation donnait un coke d'un bel aspect et réalisait une certaine économie de main-d'œuvre ; mais le panier en fer se détériorait rapidement sous l'influence de ces chauffages répétés suivis de refroidissement brusque, et le système a été abandonné. Il aurait fallu un panier formé d'une double enveloppe en tôle avec circulation d'eau, mais on aurait eu ainsi un poids excessif à soulever. Il serait intéressant de reprendre ces essais, en employant un panier complètement fermé, sauf aux deux extrémités, et avec enveloppe d'eau ; ce panier ou tube creux serait porté par un truck roulant le long de la batterie et pourrait prendre dans le sens de sa longueur une inclinaison de 45° en pivotant sur son axe : on ferait l'extinction dans ce tube avec un minimum d'eau introduite par plusieurs petits orifices ; on le laisserait ensuite basculer en lâchant un frein, et le coke éteint se chargerait par son propre poids dans les wagons.

On donne aux quais de chargement une largeur supérieure de 2 à 3 mètres à la longueur du four et une pente de 3 à 4 centimèt. par mètre pour l'écoulement de l'eau. On les pave en briques dures, non réfractaires, posées à plat, avec joints minces et très réguliers, pour résister le plus possible à l'usure produite par le frottement du coke.

Quais
de
défournement
et de
chargement.

Une aire en briques dure rarement plus de 5 à 6 ans. Dans quelques installations soignées, le dallage est fait en plaques de fonte, ce qui offre plusieurs avantages : 1^o le glissement se fait mieux ; surtout avec des fours étroits, il importe d'avoir une surface bien plane et bien unie, sans quoi le gâteau se renverse avant d'être entièrement sorti du four, fait obstacle à la sortie des dernières parties de la fournée, et le coke se brise davantage ; 2^o l'écoulement de l'eau se fait mieux ; avec des soles en briques, elle reste dans les cavités qui se forment par suite du tassement ou de l'usure, et les morceaux de coke qui sont dans ces cavités absorbent trop d'eau ; 3^o enfin, si les frais d'établissement sont plus élevés, l'entretien est à peu près nul, la durée des plaques de fonte étant très grande.

La hauteur du quai de chargement au-dessus de la voie ferrée dépend du type des wagons qui servent à l'expédition du coke : elle est plus grande dans les régions où on se sert de grands wagons à claire-voie ou *ridelles* contenant 10 tonnes, que dans celles où on se sert de wagons tombereaux ou plats. Sur le réseau du Nord, la hauteur des *ridelles* est de 3^m,20 et celle des wagons tombereaux 2^m,50. Généralement, la hauteur du quai est un peu inférieure à celle des wagons ; une planche inclinée posée sur le wagon permet d'effectuer le chargement à la brouette. Quand le quai est trop bas, on est obligé de charger au moyen de paniers en rotin portés sur l'épaule, ce qui augmente la main-d'œuvre du chargement.

Dans la Rhur, les quais sont généralement dallés en fonte et d'une très grande hauteur. Dans plusieurs installations, et notamment à la mine Constantin-le-Grand, près de Bochum, la plateforme se prolonge par un plancher en porte-à-faux jusqu'au-dessus des wagons : le coke est chargé dans d'énormes brouettes en tôle à deux roues placées sous le centre de gravité et contenant plus de 150 kilos de coke ; un seul homme la pousse facilement, grâce à la pente du dallage et, arrivé au bord, la vide d'un seul coup en levant les brancards : le coke glisse sur l'avant-bec de la brouette, qui est en forme de pelle.

Dans le Nord et en Belgique, on se sert souvent de civières portées par deux hommes et sur lesquelles sont fixées des caisses en voliges ou des paniers en rotin. Ce procédé est en usage surtout pour porter le coke à une certaine distance dans les bateaux, quand les fours sont sur les rives d'un canal.

Mise en feu
des fours.

Nous nous occuperons uniquement de la mise en marche des fours belges, qui sont les plus employés.

Après la construction des fours, on commence par sécher la maçonnerie en entretenant de petits feux de bois ou de houille destinés à provoquer le passage, à travers les divers conduits, d'un courant d'air sec et chaud, à une température peu élevée. Ces feux ne doivent pas faire rougir les parois même dans leur voisinage. La durée de ce premier chauffage varie suivant que la construction a eu lieu par un temps sec ou par un temps humide et pluvieux ; il faut compter en moyenne 15 jours de séchage ; ce temps est réduit de moitié pour des fours anciens, mais abandonnés depuis longtemps et étant restés éteints pendant la mauvaise saison.

Quand les maçonneries sont bien sèches et qu'on ne

voit plus se dégager de buée, on procède au chauffage ; il s'agit d'amener les parois au rouge, de façon que la houille qu'on y chargera distille et puisse ensuite continuer d'entretenir et même d'élever la température.

Pour ce chauffage, on entretient un feu vif dans chaque compartiment et à chaque extrémité, contre chaque porte. Quand on dispose d'un assortiment de barreaux, on fait ce feu sur des grilles provisoires, portées par des briques ; on peut ainsi utiliser du combustible menu ou de mauvaise qualité, tel que du schlamm ; quand on n'a pas de barreaux, on place le combustible simplement sur la sole du four, tout contre la porte. Les joints des portes sont lutés sur tout leur pourtour, sauf vers le bas ; le tirage énergique qui s'établit par le joint du bas suffit pour entretenir une combustion vive du combustible, qui doit être de la houille en gros morceaux ou des briquettes.

Le chauffage ne doit pas se faire trop vite ; il serait possible d'atteindre en deux ou trois jours la température voulue, mais on s'exposerait à des dilatations inégales et à des fissures dans les maçonneries réfractaires. Il est bon de mener le feu de façon à ne porter les parois au rouge qu'au bout de cinq jours. Cet échauffement est accompagné d'une dilatation qui, pour un bloc de matières réfractaires, atteint un centimètre par mètre. Le coulis réfractaire placé entre les briques s'écrase et absorbe en partie l'effet de la dilatation, de sorte que la dilatation apparente des fours est beaucoup moindre. Pour un four de neuf mètres, elle n'est guère que de quatre centimètres dans le sens de la longueur du compartiment ; on doit desserrer progressivement les tirants qui maintiennent les armatures sur les faces opposées, sans quoi ils se briseraient.

Transversalement aux compartiments et dans le sens de la longueur du massif des fours, la dilatation est à

peu près nulle au niveau du sol ; celle qui se manifeste à la partie supérieure tend à faire prendre aux divers compartiments une allure en éventail et à dévier notablement de la verticale les fours extrêmes. Pour atténuer cet effet, il est bon d'établir de solides massifs de maçonnerie aux extrémités des massifs ; quelquefois, les cheminées et les chaudières servent d'épaulement ; ailleurs, on établit des tirants dans le sens de la longueur du massif, mais cela se fait assez rarement.

Quand les fours sont rouges, on les nettoie en y passant le repoussoir et on procède au premier chargement qui se fait toujours avec charge réduite ; le four n'étant pas à la température normale, le chargement complet ne cuirait pas dans le temps voulu. Il faut une huitaine de jours pour arriver à l'allure définitive.

La quantité de combustible nécessaire au chauffage de fours en 24 heures est au moins de 1 tonne et demie par compartiment ; les frais d'allumage sont donc assez considérables : en 1883, on a employé à Anzin pour le séchage et le chauffage de 80 fours Coppée en 24 heures 300 tonnes de schlamms et 200 tonnes de briquettes : la dépense s'est élevée à 55 francs par four.

Utilisation
des flammes
perdues
des
fours à coke.

Dès le début de l'emploi des fours à boulanger, on a cherché à utiliser une partie de la chaleur perdue soit pour la fabrication de la chaux, soit pour le chauffage des chaudières. Dans certaines installations, on avait construit de grandes chambres pour recueillir le noir de fumée produit par la combustion incomplète des gaz de la distillation.

L'application la plus commode est celle du chauffage des chaudières ; il existe peu de batteries de fours belges qui ne chauffent pas de chaudières, mais on ne cherche pas, dans le plus grand nombre des cas, à recueillir toute la chaleur perdue, la surface de chauffe

est généralement insuffisante, et les installations complètes de chaudières chauffées par des fours sont relativement rares.

Une de ces installations est celle des fours à coke de Méons, décrite par M. Buisson dans les *Comptes-rendus* de mai 1881. Il n'y avait alors qu'un seul générateur de 70 mètres de surface de chauffe, chauffé par 25 fours en 48 heures recevant une charge de 4.000 kilos de houille. On a obtenu 21^k,2 de vapeur par mètre carré de surface de chauffe et par heure et 3 kilos de vapeur par kilogramme de matières brûlée dans les fours.

Cette installation a été complétée et comporte maintenant 3 générateurs de 70 mètres.

Une autre installation est celle des fours à coke d'Haveluy, à Anzin, qui remonte à 1872. Elle comprend 100 fours Coppée de 50 centimètres de largeur et 9 mètres de long, répartis en 4 groupes de 25 fours, ayant chacun leur cheminée ; deux de ces groupes envoient directement leur flammes dans la cheminée ; les deux autres groupes chauffent chacun 4 générateurs, soit 8 pour les deux groupes, dont 6 de 53 mètres carrés et 2 de 41 mètres carrés.

Les générateurs fournissent la vapeur à une machine de 750 × 900 faisant 45 tours par minute, et actionnant l'atelier de lavage et de broyage du charbon passé aux fours. Il n'y a généralement que 3 ou 4 générateurs en marche, les autres étant en nettoyage (les eaux sont très sales), et même avec 3 générateurs, la quantité de vapeur fournie est trop grande : on est obligé, comme à Méons, de laisser passer de temps en temps les flammes directement dans la cheminée, par une galerie latérale munie d'un registre en tôle.

Chaque générateur reçoit les flammes par deux ouvertures rectangulaires qui peuvent être fermées par deux

grandes dalles réfractaires horizontales entourées d'un cadre en fer et commandées chacune par une vis. Le cadre dure très longtemps, à la condition que le registre soit toujours, ou complètement fermé, ou complètement ouvert ; il ne sert en somme qu'au moment de l'arrêt du générateur ; quand ces registres sont fermés, on les lute avec de l'argile pour empêcher toute rentrée d'air et on peut alors pénétrer dans les carneaux et travailler commodément au nettoyage ou aux réparations.

Nous avons fait faire différentes expériences pour mesurer la quantité d'eau vaporisée, en jaugeant dans de grands bacs l'eau d'alimentation. Pour ne citer qu'un chiffre, le 23 septembre 1883, on a vaporisé, en 6 h.20, 233 hect. 93, soit 36 hect. 94 par heure, dans trois générateurs présentant une surface totale de 160^{m^2} ,68. La pression était de 4 kil. Ils étaient chauffés par 26 fours produisant en 24 heures 1.700 kil. de coke au moyen de 2.340 kil. de charbon.

La quantité totale de matières brûlées dans ces 26 fours (matières volatiles et un peu de coke) était donc de 540 kil. par 24 heures, soit 14 tonnes pour les 26 fours.

La surface de chauffe était de 6^{m^2} ,2 par four ;

La production de vapeur de 23 kil. par mètre carré de surface de chauffe et par heure.

Chaque kilog. de matière brûlée a fourni 6 kil. 8 de vapeur.

Ce dernier chiffre, qui paraîtra peut-être bien élevé, n'a rien d'étonnant si on le compare au chiffre de 6 kil. par kil. de charbon obtenu dans les générateurs Belleville installés aux forges d'Anzin à la suite de fours à réchauffer, et si on considère que les matières brûlées dans les fours à coke ont un pouvoir calorifique bien plus élevé que la houille.

Calculons ce pouvoir calorifique d'après les expériences de M. Scheurer-Kestner sur les houilles d'Anzin. Cet expérimentateur a obtenu 9.250 calories pour la houille grasse à 22 p. %, et 8.860 pour la houille demi-grasse à 17 p. % de matières volatiles ; on peut donc compter que le mélange de gras et de demi-gras employé à Anzin a un pouvoir de 9.000 pour la houille pure, soit 8.200 pour la houille à 9 p. % de cendres.

1 kil. de houille donne 0 kil. 75 de coke à 11 p. % de cendres dont le pouvoir calorifique est de 7.200 pour 1 kil., soit de 5.400 pour 0 kil. 75.

Le nombre de calories dégagées pendant la carbonisation de 1 kil. de houille est donc 8.200 — 5.400, soit 2.800.

Chaque kil. de matière brûlée a donc un pouvoir calorifique de $\frac{2.800}{0,250}$, soit 11.200.

Si on compare ce chiffre à celui de la houille employée ordinairement au chauffage des générateurs, on ne sera pas étonné de la production de vapeur obtenue à Haveluy au moyen des flammes perdues.

Dans les installations de fours à coke actuellement existantes, on n'utilise qu'une très faible partie des flammes perdues, 1/10^e au plus ; généralement, les fours sont placés sur les houillères, où l'on se préoccupe peu de l'utilisation des combustibles ; on demande simplement au fours de produire la vapeur nécessaire pour les services accessoires, lavage, broyage, défournement, et on perd une énorme quantité de chaleur qui pourrait être utilisée sans déranger aucunement la marche des fours et sans altérer en rien la qualité du coke. La pratique, généralement suivie par les usines métallurgiques, d'acheter leur coke au lieu de le produire elles-mêmes conduit à un véritable gaspillage de combustible. On peut poser,

en principe général, que toute usine composée de hauts-fourneaux et d'aciéries ou de fours à puddler devrait commencer par produire elle-même tout son coke ; les appareils à air chaud, les chaudières de la machine soufflante et des divers moteurs seraient chauffés par les fours à coke ; le gaz des hauts-fourneaux serait employé au réchauffage et au puddlage et, dans bien des cas, tout achat de houille destinée à être brûlée à l'état cru pourrait être évité.

On se donne bien de la peine pour recueillir les gaz des hauts-fourneaux, la quantité de chaleur perdue pendant la carbonisation est exactement la même que celle qui était perdue autrefois avec les gueulards ouverts. En effet, nous avons vu plus haut que sur les 8.200 calories contenues dans 1 kil. de houille, 2.800 s'en dégageaient dans le four à coke et 5.400 restaient disponibles dans le coke obtenu. Or, on admet généralement que dans les hauts-fourneaux à air chaud, les gaz du gueulard emportent un peu plus de la moitié de la chaleur que peut fournir le coke, soit donc 2.800 calories pour 1 kil. de houille employée à faire du coke. L'économie réalisée par l'utilisation complète de flammes des fours à coke serait donc tout à fait du même ordre que celle qui a été réalisée par l'emploi des gaz des hauts-fourneaux.

Nous citerons, à titre de curiosité, les résultats de vaporisation obtenus aux fours de Turenne, de la Compagnie d'Anzin, dans un petit générateur de 40 mètres carrés chauffé par 20 fours Coppée recevant chacun 3.100 kil. de charbon par 24 heures et produisant 2.400 kil. de coke.

Cette chaudière a vaporisé 4.000 litres à l'heure, soit 100 kil. par mètre carré et par heure, chiffre comparable à ceux qui sont obtenus dans les torpilleurs. Elle a du reste été mise hors de service en 24 heures et on a dû la revêtir d'une chemise réfractaire.

Les vingt fours brûlaient ensemble par heure

$$\frac{20 \times 700 \text{ kil.}}{24} = 580 \text{ kil. de matières.}$$

Chaque kilogramme de matière brûlée produisait

$$\frac{4.000}{580} = 6 \text{ kil. 5 de vapeur.}$$

Il est bon de faire remarquer que l'ébullition étant tumultueuse, la vapeur contenait beaucoup d'eau entraînée.

L'usine de Givors, des Aciéries de la Marine, possédait une application importante du chauffage des chaudières par les fours à coke. La même Compagnie a établi au Boucau (Basses-Pyrénées) 80 fours, dont les flammes sont utilisées très complètement (Fig. 13 et 14, PL. XIV).

Ces fours ont 10 mètres de longueur et une largeur variant de 0^m,65 à 0^m,70; ils marchent en 24 heures.

Chaque four reçoit une charge de 2.700 kil. de houille à 20 p. % de matières volatiles. Les fours sont associés par groupes de 20, chaque groupe chauffe une chaudière Belleville de 125^m² de surface. Il y a donc en tout quatre générateurs : le premier a été installé il y a six ans, les autres un an et trois ans après.

Chaque groupe possède 2 cheminées ; une cheminée carrée de 1 mètre de côté et de 8 mètres de hauteur, dans laquelle les flammes se rendent directement quand la chaudière est hors feu, et une cheminée ronde en tôle, de 25 mètres de hauteur et 1^m,10 de diamètre, qui ne sert qu'au moment du chauffage de la chaudière.

Les gaz chauds arrivent par 4 ouvertures de 45 par 0^m,50 situées dans un même plan horizontal, et qu'on peut recouvrir et fermer par 4 dalles réfractaires. Quand la chaudière fonctionne, un registre en tôle empêche les flammes de passer par la cheminée de 8 mètres ; pour

mettre la chaudière au feu, on lève ce registre et on pousse les quatre dalles réfractaires.

Voici les dimensions de la chaudière, qui est du type Belleville :

Nombre d'éléments	7
Nombre de tubes chauffés.....	135
Diamètre extérieur des tubes.....	0 ^m ,125
Longueur.....	2,10
Surface de chauffe (tubes et boîtes).	125 mètres carrés.
Volume du générateur.....	3 ^m ,645
Timbre.....	10 kilos.

La température des gaz à la base de la cheminée en tôle est de 320°.

Les fours sont défournés par séries de cinq, aussi régulièrement que possible, de façon à uniformiser le dégagement des gaz et la production de la vapeur. Pendant le défournement, la production de vapeur de chaque générateur est de 2.750 à 3.000 kilos à l'heure. Immédiatement avant le défournement, la production descend à 2.050 kilos à l'heure. En prenant pour moyenne le chiffre de 2.300 kilos, soit 55.000 kilos par 24 heures, cela représente 9^k,2 de vapeur par kilogramme de matières brûlées, en supposant que celles-ci forment 22 p. % du poids de la houille enfournée. Ce résultat est très remarquable et n'a été obtenu dans aucune autre installation. Il témoigne de l'intérêt que présente l'adaptation aux fours de chaudières d'une surface suffisante et de l'économie qui peut en résulter.

Quelques ingénieurs trouvent que l'application du générateur trouble la marche des fours et en diminue la production. Quand la même cheminée reçoit en effet tantôt les gaz refroidis par leur passage sous la chaudière, tantôt les gaz incandescents, il se produit des variations considérables de tirage et si le tirage est strictement suffisant dans le second cas, il devient

trop faible dans le premier, les fours cuisent mal ou bien on est obligé de diminuer la charge. Cet inconvénient n'existe pas avec la disposition des deux cheminées du Boucau : il est facile de calculer leurs hauteurs de façon que le tirage des fours soit exactement le même, que les chaudières fonctionnent ou non. Cette objection tombe surtout dans les usines métallurgiques qui trouvent un emploi constant et complet, nuit et jour, de la vapeur produite par les fours ; les registres ne sont manœuvrés qu'à de longs intervalles, pour le nettoyage des chaudières, et la marche des fours est tout à fait régulière.

Les gaz possèdent une température extrêmement élevée dans le carneau collecteur des fours belges ; la brique réfractaire employée à la construction des carneaux doit être de première qualité, et la température y est souvent la même que dans les fours métallurgiques chauffés à l'aide de récupérateurs. Il serait facile d'employer ces gaz aux opérations métallurgiques en soufflant les fours à coke : dans les fours Coppée, par exemple, il suffirait d'établir sur la plate-forme une conduite générale recevant l'air d'un ventilateur et le distribuant aux diverses prises d'air des fours. On maintiendrait ainsi la marche régulière de la carbonisation, et on pourrait envoyer les gaz chauds avec un léger excès de pression dans le laboratoire d'un four à réverbère, par exemple.

22 août 1891.

TABLE

Statistique de la production du coke	388
Propriétés physiques du coke. Combustibilité.....	390
— Résistance à l'écrasement	390
— Densité.....	396
Composition chimique. Cendres	404
— Etat de combinaison du soufre...	404
— Azote.....	412
— Phosphore.....	413
— Arsenic, antimoine, plomb, cuivre	416
Nature des houilles employées à la fabrication du coke.	417
Pouvoir calorifique de la houille et du coke.....	422
Fabrication du coke. Carbonisation en meules	429
— Four Schaumbourg	430
— Four à boulanger.....	431
— — Maurice	436
— — Baum, Adam	438
— Fours belges : Brunfaut, Lambert et Dupret, Fromont, Gendebien, Dulait, François-Rexroth.....	439
— Four Smet	439
— — Coppée	445
— — Appolt.....	450
— Four avec condensation de goudron :	
— Four Pernolet.....	454
— — Pauwels et Dubochet... ..	455
— — Knab.....	456
— — Carvès.....	458
— — de Gottesberg.....	472
— — Seibel	472
— — Hüssener.....	475
— — Otto, Hoffmann-Otto	505
— — Aitken.....	511
— — Jameson	513
— — Lürmann	516
— — Smet.....	526
— — Bauer	532
Condensation de l'ammoniaque et du goudron contenus dans les gaz des hauts-fourneaux.....	535
Théorie de la carbonisation	541

Influence de la densité du chargement	544
— de l'humidité	547
— du broyage	550
— de la forme du four.....	553
— de la température du four	554
— de la compression.....	554
Coke d'anthracite.....	560
Appareils accessoires, Dosage du mélange.....	563
— Broyeurs	564
— Ateliers de Méons	566
— Wagonnets, portes, armatures... ..	569
— Défourneuses.....	571
— Cheminées.....	573
— Extinction du coke.....	574
— Quais de chargement	577
— Mise en feu des fours	578
Utilisation des chaleurs perdues	580

ÉTUDES TECHNIQUES ET ÉCONOMIQUES

SUR

LES MINÉRAIS DE FER

ET LEUR TRAITEMENT INDUSTRIEL

(suite).

Par M. D. DANTON, ingénieur,
Fondateur des mines de fer de l'Anjou.

Dans une précédente étude, nous nous sommes appliqué à faire ressortir l'extrême variabilité des minerais du fer, comme aspect, et comme propriétés physiques, chimiques et magnétiques. Nous avons indiqué comme cause de cette diversité des minerais l'évolution constante et progressive de la molécule du métal vers son maximum d'oxydation et les conditions ambiantes de la formation des gîtes.

Dans un chapitre spécial, nous avons examiné le traitement de ces minerais dans le haut-fourneau, pour fonte, et fait ressortir les contradictions théoriques que présente la fusion réductive dans une même cuve, et l'inutilité de leur grande élévation. Il s'agit maintenant de préciser encore davantage les conditions théoriques et économiques du traitement de ces minerais si divers, en s'appuyant sur les données d'expérience générale, ainsi que sur les conditions spéciales que présente notre pays. Nous aurons quelquefois à revenir sur certains faits déjà énoncés, mais l'importance industrielle de la question est telle que l'on n'apportera jamais assez de lumière sur ce problème et qu'il ne sera jamais trop approfondi.

III

LA PETITE MÉTALLURGIE DU LINGOT

OU

TRAITEMENT DES MINÉRAIS, SUR PLACE, DES LINGOTS
MÉTALLIQUES*Considérations d'intérêt général et économique.*

La métallurgie du fer est d'une importance capitale pour un pays, non seulement parce qu'elle pourvoit à l'outillage de son agriculture et de son industrie, mais encore et surtout parce qu'elle alimente sa marine et ses arsenaux et lui fournit les armes indispensables à sa défense. De là l'importance de pouvoir produire le métal dans les diverses régions du territoire.

Les minerais de fer du sol français sont aujourd'hui presque exclusivement exploités dans le département frontière de Meurthe-et-Moselle, et là se concentre de plus en plus notre production.

Or, si nos minerais, qui se trouvent disséminés dans toutes les régions, restent sans emploi, c'est parce que le prix de leur transport aux grandes usines dépasserait le plus souvent leur valeur, ce transport portant sur 35 à 45 p. % de métal utile contre 55 à 65 p. % de matières étrangères, oxygène, eau et gangue, qu'il faut éliminer ensuite pour en dégager le fer.

D'un autre côté, si l'on considère qu'en transportant le charbon on ne transporte qu'une matière utilisable, cinq fois plus chère que le minerai sur place, tandis qu'il faut, en général, un poids de minerai plus que double pour avoir une tonne de fonte, on reconnaîtra combien il est plus rationnel de conduire le combustible sur le minerai, sauf en des cas exceptionnels, et de les traiter sur le lieu de production.

Economie du traitement sur place des minerais.

Pour juger de cette économie, il convient de comparer les prix de revient d'une tonne de fonte, d'une part, en transportant le charbon sur le minerai, d'autre part, en transportant le minerai sur le charbon, en prenant, comme éléments de ce calcul, des données moyennes comme prix de la matière première, prix des transports et rendement en métal. Nous croyons satisfaire à cette condition en adoptant les chiffres et conditions qui suivent :

1^o Distance égale du minerai et du charbon au chemin de fer, 40 kilomètres.

2^o Distance à parcourir sur chemin de fer, 80 kilomètres.

3^o Prix du transport de la mine au chemin de fer, sur charrette, 0^f,60 par tonne kilométrique.

4^o Prix du transport sur rails, 0^f,04 par tonne kilométrique.

5^o Prix de la tonne de houille sur la mine, 22 francs.

6^o Poids de houille consommé par tonne de fonte, 1.250 kilos.

7^o Prix du minerai sur la mine, 4 francs la tonne.

8^o Rendement du minerai en fonte, 42 p. %.

9^o Prix de la main-d'œuvre et de la castine, par tonne produite, 8 francs.



Pour le transport du charbon au minerai.

1 ^o 1.250 kilog. à 22 francs.....	=	27 ^f 50
2 ^o Transport de 10 kilom. à 0,60..	=	7 50
3 ^o — 80 kilom. chemin de fer à 0,04	=	4 »
4 ^o 2.300 kilog. minerai à 4 francs.....	=	9 50
5 ^o Main-d'œuvre et castine.....	=	8 »
		56 50

Pour le transport du minerai au charbon.

1 ^o 2.380 kilog. minerais à 4 francs la tonne.	=	9 50
2 ^o — transportés à 10 kilom. à 0,60	=	14 30
3 ^o — — à 80 — à 0,04	=	7 60
4 ^o 1.250 kilog. charbon à 22 francs.....	=	27 50
5 ^o Main-d'œuvre et castine.....	=	8 »
		66 90

La différence en faveur du transport du charbon sur le minerai est donc de 10 fr. 40 par tonne de fonte produite, soit plus de 15 p. %. Cet avantage augmente encore rapidement quand les minerais sont plus pauvres et plus éloignés, et, au cas de minerais rendant comme ceux de l'Est 33 p. %, cette économie serait de 19 p. %. C'est la réfutation à cette objection peu réfléchie, que porter le charbon sur le minerai ou le minerai sur le charbon revient au même.

Un autre avantage à fondre sur place, c'est que, au lieu d'avoir des montagnes de laitiers encombrants, et qu'il faut transporter au loin en pure perte, on pourrait les utiliser en partie à la place du minerai comme remblais dans la mine.

Enfin, alors qu'aujourd'hui nos grandes usines exportent l'argent français contre les minerais étrangers qu'elles emploient, et que Meurthe-et-Moselle paie à la Belgique et à l'Allemagne des millions de francs pour le charbon dont ses fourneaux ont besoin, il est du plus haut intérêt de rechercher comment on pourrait, avec nos propres minerais, et grâce aux générateurs à gaz, aux récupérateurs et autres progrès déjà réalisés, employer pour une grande partie, à la métallurgie, les divers combustibles inférieurs que nous possédons à peu près dans toutes les provinces de la France, utiliser ainsi toutes les ressources de notre territoire et assurer contre tout événement l'alimentation de nos usines et de nos arsenaux.

A ce double point de vue, il serait donc utile, urgent même, de décentraliser notre production en fondant nos minerais dans de petits appareils et sur place, pour les y transformer en lingots de fonte, de fer ou d'acier et n'avoir plus alors à transporter qu'un poids utile, le métal fondu, qui serait ensuite façonné dans les grandes forges, avantageusement placées près des houillères.

Si, partout où les matières premières se trouveront réunies en abondance par la nature, le haut-fourneau, si perfectionné de nos jours et propre aux grandes productions, peut, ainsi que nous l'avions déjà reconnu, être conservé de préférence pour la métallurgie des grandes masses métalliques, la petite métallurgie, spéciale aux menus produits, resterait la règle pour le traitement de tous les gisements d'importance moyenne ou minime de nos minerais.

Cette décentralisation par la nouvelle méthode aurait encore l'immense avantage de tirer de chaque minerai le produit auquel il est par sa nature spécialement propre, ensuite, de n'exiger pour chaque petite usine qu'une faible force motrice, un petit capital, et aussi, ce qui est d'un très grand intérêt pour cette industrie, d'éviter les productions excessives des grands établissements, dont les gigantesques hauts-fourneaux exigent une marche régulière et continue, ce qui engendre une surproduction perturbatrice des grands intérêts engagés et souvent des crises ruineuses. D'ailleurs, on a déjà, pour l'affinage, des fours et des convertisseurs qui opèrent très efficacement sur de petites quantités de métal; il ne s'agirait donc plus que de mettre en harmonie avec ce petit outillage des aciéries récentes les fours de fusion qui produisent la fonte. Nul besoin, dès lors, d'une hauteur de 10 mètres, 20 mètres et même 30 mètres qu'on donne aujourd'hui à nos fours, hauteur qui n'a d'autre cause que la grande production et que, nous croyons l'avoir établi, les conditions techniques du travail condamnent. C'est un problème qu'il importe d'autant plus de résoudre que les produits bruts, ainsi que les produits d'alliages du fer, prennent une place déjà importante qui ne peut que s'accroître dans l'avenir, et que, pour fabriquer ces lingots d'alliages métalliques de plus en plus divers, les petits fourneaux sont incon-

testablement préférables aux grands, dont la production surpasserait bien vite les besoins. Pour mettre en pratique l'idée utile et juste d'une décentralisation de production par les petits appareils, considérons tout d'abord qu'au lieu de 6 kilog. de houille qu'exigeait la production du cheval-heure de la vapeur, cette force peut aujourd'hui s'obtenir avec 1 kilog. de dépense. On voit par là combien la force mécanique pourrait avantageusement remplacer la force chimique, ou, pour être plus exact, préparer économiquement son action dans la métallurgie. En rapprochant autant que possible par leur division l'action moléculaire due au contact des agents appelés à réagir les uns sur les autres, on réalise une importante économie, car, plus est grande la surface de contact et plus est rapide l'action chimique recherchée. Pour un granulage qui coûtera 1 franc ou 1 fr. 50 par tonne, on économisera de 4 fr. 50 à 5 francs sur le combustible et la main-d'œuvre, et le petit fourneau aura cet avantage sur le haut-fourneau, dont la hauteur exige des fragments assez volumineux pour le passage des gaz.

Dans le traitement des minerais de fer, qui comprend la réduction et la fusion, la réduction est de beaucoup la plus importante, tant par les réactions complexes qu'elle comporte que par le temps plus long et la plus grande dépense en charbon qu'elle exige et, pour ces motifs, elle doit être favorisée par tous les moyens efficaces, au nombre desquels se présente la préparation du minerai.

Avantages de la préparation des minerais.

Si l'énergie et la température de l'agent réducteur ont une grande influence sur la durée de l'opération, l'état physique du minerai y entre aussi pour beaucoup. Ainsi, comme exemple, si la réduction des minerais

carbonatés est beaucoup plus facile que celle des minerais silicatés, tous les deux à base de protoxyde, c'est que, dans le premier, le départ du gaz CO^2 laisse des vides intermoléculaires qui rendent la masse spongieuse et perméable aux gaz réducteurs, sur une grande surface externe et interne, tandis que le minerai silicaté, dont l'acide est fixe, n'offre pas cet avantage, reste compact au feu et exige un temps de réduction plus long et d'autant plus prolongé qu'il est moins divisé. Il conviendrait donc, du moins, d'atténuer en pratique cette différence de pénétrabilité en divisant en plus petits fragments les minerais les plus compacts, ce qu'on néglige le plus souvent. Toutes choses égales, il est d'ailleurs certain que s'il s'agit de réduire ou de fondre un bloc de minerai, il faudra moins de temps et de combustible si on le réduit préalablement en petits fragments et que les conditions les plus favorables aux réactions chimiques des corps sont, par ordre de priorité, leur état gazeux, liquide, ou pulvérulent. Cette influence de l'état physique, de la porosité, est tellement importante au point de vue de la réduction du minerai que, notamment pour les fers carbonatés, CO^2 , FeO , on trouve toujours préférable de les calciner au préalable, c'est-à-dire, de les suroxyder à l'état de peroxyde Fe^2O^3 , en leur ajoutant ce même gaz oxygène que la réduction a pour but final de leur enlever en totalité. Il y aura toujours, d'ailleurs, avantage à faire subir aux minerais divers qui entrent dans un même lit de fusion une préparation qui les ramène au même degré d'oxydation et de perméabilité. En suivant cette voie, bien des mécomptes eussent été épargnés. La calcination a cet avantage non seulement de régulariser l'oxydation, mais, en outre, de modifier la constitution chimique des minerais d'une manière

avantageuse, quand il s'agit des silicatés, notamment, dont le protoxyde naturel est difficile à réduire.

La calcination enlève aussi au minerai, non seulement son eau de carrière, mais son eau de combinaison, dont la vapeur, à la température où elle se dégage dans les fours de fusion, y produit une action réoxydante énergétique et nuisible.

La suroxydation apportée au minerai par la calcination, comme on la pratique pour les fers carbonatés dans beaucoup d'usines, n'a d'ailleurs pas les inconvénients qu'à *priori* l'on pourrait craindre. En effet, si M. Bell a constaté que les éléments d'oxygène combinés au fer lui étaient enlevés beaucoup plus rapidement au début qu'à la fin de l'action réductive, il ne faisait ainsi que confirmer la théorie des affinités chimiques, car l'affinité étant une force attractive, il est clair que l'affinité exercée par un élément du radical *fer*, sur l'élément oxydant *oxygène*, sera d'autant plus intense que les éléments à attirer et combiner seront moins nombreux et que, par suite, la force d'adhérence, l'énergie de combinaison de O sur Fe sera inversement proportionnelle au nombre des éléments attirés. Tel un aimant attirant la limaille ; l'adhérence y est d'autant plus forte que les particules attirées et fixées y sont moins nombreuses, et inversement, plus le nombre des éléments fixés sera grand et plus leur séparation sera ensuite facile. C'est pourquoi la réduction du peroxyde Fe^2O^3 est rapide, comparée à celle des oxydes inférieurs FeO , Fe^2O . La calcination, même oxydante, en assurant l'homogénéité physique et chimique du minerai, reste donc encore avantageuse comme économie finale.

D'autre part, si la forte proportion de 79 p. % d'azote, mélangé à l'oxygène dans l'air atmosphérique, nuit à l'énergie de l'action oxydante et de la combustion des corps, de même le mélange de l'azote aux gaz désoxy-

dants nuit à l'énergie de leur action réductive, et c'est par l'interposition intermoléculaire de ce gaz, chimiquement neutre, c'est à l'obstacle qu'il apporte au contact utile qu'est due la lenteur des réactions, différence tout à fait analogue à l'effet produit par un acide pur ou par le même acide étendu d'eau, dans une dissolution à obtenir. Le gaz du haut-fourneau, avec ses 65 p. % d'azote, n'est donc qu'un agent réducteur bien imparfait.

D'un autre côté, la réduction s'opérant par contact et progressivement par zones concentriques de la périphérie au centre de chaque fragment, ainsi que l'a reconnu Gruner, plus le minerai sera fragmenté et plus la réduction sera rapide. Il faudra donc supprimer autant que possible les corps interposés, en augmentant la proportion de gaz utiles, pour diminuer, dans une large mesure, la durée de l'opération, durée qui entraîne une dépense relative de main-d'œuvre et de combustible.

Répétons que le haut-fourneau est astreint à ces deux conditions défavorables : 79 p. % d'azote dans l'air soufflé, et gros fragments de la charge pour laisser libre passage aux gaz ascendants, et qu'il n'en est pas ainsi pour les petits appareils que nous avons indiqués.

C'est donc en vue de l'application rationnelle que la petite métallurgie, qui n'a nullement besoin de la puissante machine soufflante des hauts-fourneaux, pourra employer une force équivalente, et même moindre, à la granulation du minerai, réalisant de ce chef une sérieuse économie.

Avantages d'une réduction distincte.

En réduisant séparément dans un four spécial le minerai, on pourra toujours augmenter l'effet utile des

gaz réducteurs; il suffira de leur laisser le temps d'épuiser leur action désoxydante, en rendant le tirage *intermittent*, au lieu de leur donner un courant rapide et continu de 1 mètre environ par seconde, comme l'exige le haut-fourneau. Puis, en faisant intervenir d'autres gaz réducteurs, avec CO, ce qu'on ne peut faire pratiquement au haut-fourneau, on augmentera d'autant l'énergie réductrice et par suite l'effet utile.

A un autre point de vue, les minerais de fer, si divers; les peroxydes généralement hydratés; les oligistes et oxydulés, presque anhydres; les carbonatés, silicatés et alumino-silicatés seront très inégalement réduits dans les mêmes conditions, et pour tous ces minerais, suivant que la gangue est chimiquement *combinée* ou simplement *agrégée* à l'oxyde métallique, les résultats seront aussi très divers. De même, suivant que ces minerais sont durs ou tendres, poreux ou compacts, en roche ou pulvérulents, ils sont plus ou moins faciles à réduire ou à fondre; enfin, suivant que l'on traite des minerais à gangue simple ou complexe, des minerais riches ou des minerais pauvres, des minerais purs ou impurs, ils donneront des fontes de natures très diverses, et ces minerais dissemblables ne peuvent être convenablement traités dans une enceinte de même forme et de même capacité. La pratique démontre d'ailleurs les graves inconvénients, pour la réduction, d'un mélange de minerais quartzeux et de minerais alumineux, tandis que pour la fusion ce mélange offre de grands avantages. De là cette méthode rationnelle de spécialisation du traitement pour les divers minerais que permet facilement d'appliquer la petite métallurgie, ce qui constitue un avantage et un progrès.

« Il y a, dit le professeur Gruner, plus d'inconvénients que d'avantages à vouloir réaliser dans un

« même appareil deux réactions directement opposées.
 « C'est contraire au principe si fécond en industrie de
 « la division du travail. » (Etudes sur l'acier, page 87.)

Observons encore que la réduction est grandement favorisée : par la masse plus ou moins grande de l'oxyde, par la pression, par la température selon la période du travail, étant reconnu que les premiers éléments de l'oxyde se dissocient du métal beaucoup plus facilement que les derniers, qui constituent le protoxyde et même des sous-oxydes inférieurs, fait qui se manifeste également pour la déshydratation, car les dernières molécules d'eau sont beaucoup plus tenaces. De là, l'utilité de pouvoir faire varier à volonté toutes ces conditions, ce que ne peut permettre le haut-fourneau.

Il est donc absolument utile d'adopter une méthode générale qui puisse éviter les réactions contradictoires, qui permette de recevoir des applications diverses, variant avec la nature propre de chaque minerai, de faire varier la pression, la température et la durée du contact utile, selon les phases de l'opération, et c'est ce qu'on doit se proposer dans les diverses dispositions adoptées pour les appareils et dans le travail lui-même d'une réduction spéciale et complète.

La réduction spéciale constitue une préparation enrichissante et un nouveau produit.

Encore à un autre point de vue fort important, cette préparation spéciale, qui peut s'obtenir très économiquement avec des combustibles inférieurs gazéifiés et en grand, permet d'opérer une calcination réductive qui enlève au minerai son élément volatil, et, en l'enrichissant, rend son transport possible, alors qu'il ne l'eût pas été en bien des cas, Ainsi, par exemple, un

minerai hydraté $\text{Fe}^2\text{O}^3 + \text{H}_2\text{O}$ à 30 p. % de teneur et 12 p. % d'eau ne serait pas transportable cru, tandis que, en lui enlevant son eau et ses 24 p. % d'oxygène, soit 36 p. % de son poids, il se trouve enrichi d'autant. S'il s'agit d'un minerai carbonaté pauvre, en lui enlevant son eau, son acide carbonique et ses 8 p. % d'oxygène, on l'amène facilement à l'état de minerai riche, qui permet un transport qu'il ne pouvait comporter.

Cette méthode générale de traitement, par une réduction spéciale, avec des gaz dont on peut faire varier à volonté les conditions physiques et chimiques, ce qu'on ne pourrait faire au haut-fourneau ni en réduisant avec du charbon solide dans tout autre appareil ; cette méthode, disons-nous, constitue donc pour les minerais pauvres une préparation enrichissante qui les rend à la fois plus riches en métal et plus faciles à fondre et leur fait acquérir une grande valeur, alors qu'ils n'en avaient aucune. Ils constituent un état spécial très différent des éponges obtenues par la réduction au charbon solide, produit demi-fondu, où les cendres du combustible sont incorporées.

Ainsi, au lieu de produire à la fois, comme dans le haut-fourneau, la fusion du minerai avec sa réduction, opérations qui exigent des temps très inégaux, des températures très différentes et qui produisent simultanément les gaz CO et CO^2 dont les propriétés sur le minerai sont contradictoires, il convient de scinder les deux opérations, faisant de la réduction une phase distincte, observant que, pour la fusion des minerais déjà réduits, il conviendra d'opérer des mélanges indiqués par la nature acide ou basique de leurs gangues, leur teneur en métal et leur pureté relative ; en outre, pour combattre l'influence nuisible de l'azote parmi les gaz réducteurs, il conviendra de les surcarburer,

soit par une fumigation charbonneuse, soit par les gaz de la houille ou, encore utiliser les vapeurs du brai ou du pétrole, riches de 80 p. % en carbone et qui, employées seules, ont un pouvoir réducteur deux fois plus grand que CO, et supprimeraient complètement l'azote dans les gaz.

Dans le même but, on peut encore faire intervenir l'hydrogène H, le corps qui a le plus d'affinité pour l'oxygène, l'agent désoxydant le plus énergique, et, en le combinant avec CO, produire le gaz à l'eau $\text{CO} + \text{H}$, très efficace comme réducteur à basse température ; ou, enfin, en faisant varier à volonté la proportion relative de ces deux gaz, obtenir un gaz *mixte* et variant selon les phases de l'opération, et qui, abstraction faite de Az, répondra à la formule $\text{CO} + \frac{1}{x}\text{H}$, dans laquelle x est

une variable. Tandis qu'au haut-fourneau l'air est le seul fluide introduit et que l'hydrogène y apporterait un refroidissement perturbateur des réactions et de la température indispensables, au contraire, pour la réduction séparée, l'hydrogène agit à la fois sur l'oxygène du minéral et sur l'oxygène de CO^2 , gaz peu stable, et, par cette double influence, il concourt à la réduction en même temps qu'il combat l'action réoxydante. Ces divers agents de réduction seront toujours utilement applicables aux petits appareils, selon les circonstances économiques où l'on sera placé, et la tourbe elle-même, combustible à bas prix et chargée de 30 p. % d'humidité, procurera pour la production du gaz mixte de réduction un avantage important. Enfin, dans les forêts recelant des minerais, et dont les bois sont sans valeur faute de débouchés, comme en Algérie et ailleurs, la carbonisation avec production du gaz à l'eau s'appliquerait avantageusement.

On pourra donc toujours, par une réduction spéciale, augmenter à volonté l'énergie réductrice du milieu auquel le minerai se trouve soumis, en régler les phases, en faire varier les conditions, tout cela avec grand profit, tandis que tout est invariable dans le travail du haut-fourneau, où le gaz utile CO est noyé dans plus de $\frac{3}{4}$ d'autres gaz nuisibles à son action.

Mais un traitement tout particulier, tout spécial, peut encore être appliqué à la réduction spéciale des minerais oxydés du fer et même d'autres métaux. C'est la mise en pratique du phénomène important, déjà indiqué dans une étude précédente : le dépôt de graphite, en réduisant le minerai par CO à basse température, phénomène complexe par les réactions qui le produisent, mais simple et certain dans ses effets.

Le gaz CO, en effet, entre les deux températures extrêmes de 200 à 600°, soit pur, soit mélangé à d'autres gaz, en enlevant au minerai une partie de son oxygène, n'est probablement pas tout entier transformé en acide carbonique : en fait, une partie du carbone gazeux qui le constitue se condense et se dépose sur le minerai à l'état de carbone solide, suivant une réaction dont l'équation serait $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$, selon l'opinion d'éminents auteurs.

Un autre fait important, c'est que, à la basse température où CO se dédouble en réduisant l'oxyde de fer et où se produit cette dissociation, l'action réoxydante de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau est à peine sensible, même si ces agents entrent pour moitié dans le volume total, et une faible proportion de CO₂ est plutôt favorable que nuisible au dépôt du carbone pulvérulent. Les expériences ont également constaté que, même à cette basse température, la réduction peut être complète. C'est une question de temps et de volume des minerais soumis à la réduction.

Ces faits bien constatés ont une telle importance qu'il convient d'en répéter ici l'exposé.

Il faut d'ailleurs reconnaître que les propriétés physiques et chimiques du carbone sont singulières. A l'état physique, il est à la fois la plus dure des roches dans le diamant, et la plus tendre dans le graphite. De même, à l'état gazeux, on le liquéfie sous une pression suffisante, comme l'a fait M. Cailletot. A l'état de charbon, si on le brûle par l'oxygène, il se gazéifie, et à l'état de gaz, il carbure le fer et se solidifie. Enfin, tandis que le gaz CO seul ne peut se dissocier et isoler son carbone, même aux plus hautes températures, cette dissociation devient facile dès qu'on lui présente une cause d'affinité étrangère.

Expériences de MM. Berthelot, Gruner et Bell.

M. Berthelot, l'éminent professeur du Collège de France, a exposé à l'Académie des sciences, séance du 15 juin dernier, que le gaz CO agit sur le fer, même à froid, quand le métal est à l'état de précipité chimique, c'est-à-dire extrêmement divisé.

« J'ai observé, dit-il, que le fer, pris dans un état
 « particulier, a la propriété de se combiner directement
 « et à froid avec l'oxyde de carbone, pour former un
 « composé très volatil..... Cet état du fer se réalise en
 « réduisant par l'hydrogène le peroxyde de fer pré-
 « cipité. La réaction dans cet état a lieu surtout
 « vers 45° Ces résultats mettent en évidence
 « l'existence d'une combinaison spéciale de fer et
 « d'oxyde de carbone, le fer carbonyle. A un autre
 « point de vue, la combinaison du fer et de l'oxyde
 « de carbone joue sans doute un rôle dans diverses
 « réactions observées en métallurgie, telle que la
 « précipitation du carbone de l'oxyde de carbone au

« contact du fer, observée par M. Gruner..... certains
 « transports de matières observées, soit dans les caisses
 « de cémentation, soit dans les fours Siemens, se
 « rattachent également à l'existence de composés fer-
 « rugineux volatils. »

L'avidité du fer pour le carbone paraît donc bien démontrée.

M. Gruner expose dans son mémoire sur le dédoublement de l'oxyde de carbone ce qui suit :

« On sait depuis longtemps que l'oxyde de carbone,
 « à la température rouge, réduit l'oxyde de fer. On
 « sait, d'autre part, qu'à cette température élevée le
 « fer métallique peut être carburé et transformé en
 « acier par ce même oxyde. L'oxyde de carbone agit
 « d'une manière différente sur le fer et ses oxydes,
 « aux températures comprises entre 300 et 400°. Les
 « phénomènes qui se manifestent à cette température
 « relativement basse viennent d'être signalés par l'un
 « des principaux maîtres de forges anglais, M. Lowthian
 « Bell. M. Bell a soumis des fragments de minerai
 « de fer au courant gazeux du haut-fourneau, entre
 « 334 et 417°. Dans ces conditions et au bout de quel-
 « ques heures, le minerai est non seulement en partie
 « réduit, mais encore couvert d'une proportion notable
 « de carbone floconneux. Ce minerai se désagrège, se
 « gonfle, tombe en petits morceaux et, finalement, se
 « trouve imprégné de carbone dans toutes ses parties
 « et cela parfois dans la proportion de 20 à 25 p. %,
 « tandis que ce même dépôt n'a pas lieu quand la tem-
 « pérature est poussée au rouge blanc. »

Disons que ce dépôt de carbone pulvérulent avait été observé dès 1851 par Stammer, puis confirmé en 1865 par Caron ; que c'est en 1869 que M. Bell a remarqué ce dépôt sur le minerai des parties supérieures de ses

hauts-fourneaux, et qu'il a fait les expériences citées par M. Gruner. Enfin, que c'est en 1871 que M. Gruner a fait lui-même de très nombreuses et concluantes expériences, rappelées et vérifiées tout récemment pour le fer, par M. Berthelot.

Continuant l'examen des résultats que M. Gruner a consignés dans le Mémoire précité, nous en extrayons encore les faits suivants qui résultent de ses propres observations.

« Si l'on fait passer de l'oxyde de carbone sur le
 « minerai de fer porté de 300 à 400°, l'oxyde de fer
 « est progressivement réduit à partir de la surface
 « extérieure de chaque fragment. Or, dès qu'une portion
 « quelconque de la croûte externe se trouve ainsi
 « ramenée à l'état métallique, le minerai se fissure
 « dans tous les sens, foisonne beaucoup et se couvre
 « de carbone pulvérulent. Cette réaction se produit
 « d'ailleurs quel que soit le mode de préparation de
 « l'oxyde de carbone (p. 59). Ce n'est pas l'hydrogène
 « carboné qui pourrait être mêlé à CO, mais ce gaz
 « seul qui dépose le carbone (p. 15).

« A partir d'un certain moment, lorsque le fer est
 « presque entièrement métallique, le dédoublement de
 « CO devient sinon nul, au moins insignifiant (p. 21).

« L'oxyde de carbone pur n'est pas dédoublé par le
 « fer absolument privé de tout élément oxydé. De
 « même, l'acide carbonique, s'il agit seul sur le fer, ne
 « fournit pas de carbone ferrugineux. Enfin les deux
 « gaz CO et CO² réunis, pourvu que CO soit en excès,
 « produisent en abondance du carbone ferrugineux.

« On peut conclure des expériences qui précèdent
 « que l'oxyde de carbone CO réduit les minerais de fer
 « presque entièrement vers 400°, et qu'en même temps
 « ce gaz se dédouble en C et CO² par une réaction
 « encore inconnue (p. 21).

« Tous les minerais, l'oolite, le fer oligiste, le fer
 « oxydé rouge, le fer oxydulé, le fer carbonaté, tous
 « sont partiellement réduits et provoquent un abondant
 « dépôt de carbone pulvérulent (p. 10). »

M. Bell dit à son tour dans ses *Principes de Métallurgie*, p. 207, 208 et 209.

« L'action de l'oxyde de carbone sur l'oxyde de fer
 « commence à une température d'environ 204°. A une
 « température de 426°, le carbone est déposé abondam-
 « ment.... Le résultat moyen d'un grand nombre d'expé-
 « riences indique la température de 400 à 450° comme
 « étant la plus favorable pour la production de ce dépôt
 « de carbone. En d'autres termes, l'oxyde de carbone,
 « seul, ne peut produire le fer métallique, mais ce
 « résultat est obtenu avec du carbone déposé. »

Rappelons que M. Bell a reconnu que les phénomènes indiqués se produisent dans les hauts-fourneaux, à une faible distance du gueulard, et qu'il a exposé que :

« Dans un fourneau marchant au coke, la partie
 « supérieure est à une température telle que la réduction peut être complète à une petite distance du
 « gueulard, à environ $\frac{1}{5}$ de la hauteur totale, pour un
 « four de 24 mètres. » Affirmation qui prouve qu'entre
 4 à 5 mètres la réduction est opérée et que les $\frac{4}{5}$ de la hauteur ne sont d'aucune utilité pour cette partie du traitement. L'auteur a confirmé récemment cette opinion à la réunion de New-York, en signalant que son minerai grillé du Cleveland se trouve réduit, dès à 3 mètres au-dessous du gueulard, ajoutant, toutefois, qu'il croyait que les derniers éléments d'oxygène du minerai ne lui étaient enlevés que dans l'ouvrage.

Au sujet de ces réactions accomplies dans les différentes régions du haut-fourneau, M. Gruner montre

qu'il est absolument d'accord avec M. Bell, dans son ouvrage portant le titre d'*Etudes sur les hauts-fourneaux* où il dit, p. 16 et 17 :

« Il importe que la réduction du minerai de fer, « dans les hauts-fourneaux, se fasse, autant que possible, uniquement par l'oxyde de carbone donnant « de l'acide carbonique, en d'autres termes sans *consommation de charbon solide*. C'est ce que j'appellerai désormais la marche *idéale*... »

« Pour réaliser cette marche idéale, ou du moins s'en « rapprocher le plus possible, il faut que la réduction « se fasse dans une région du fourneau dont la température soit relativement faible, sinon l'acide carbonique ainsi engendré reformera constamment de « l'oxyde de carbone aux dépens du charbon solide... « Il est évident, d'ailleurs, que les minerais faciles à « réduire (les mines douces, poreuses) réaliseront plus « facilement la marche idéale que les minerais compactes et siliceux. Mais, en général, quel que soit le « minerai, la réduction ne s'achèvera complètement « que dans les régions chaudes, où l'acide carbonique « reproduira sans cesse de l'oxyde de carbone. » »

Opinion conforme à la première, et qui confirme bien que, si la réduction est entravée dans la région moyenne, c'est parce que l'acide carbonique y existe en nature et réoxyde le métal déjà désoxydé.

Nous résumerons donc les enseignements qui précèdent en rappelant :

1° Que, à basse température, entre 300 et 500°, la réduction du minerai de fer par l'oxyde de carbone peut être obtenue ;

2° Que cette réduction par l'oxyde de carbone, ou tout mélange gazeux qui en contient, produit en même

temps un dépôt de carbone pulvérulent qui imprègne le minerai ;

3° Que, grâce à ce dépôt de carbone solide qui pénètre intimement le minerai, presque entièrement réduit, la réduction complète s'achève promptement par une élévation de température au rouge, qui brûle le graphite déposé en le combinant aux derniers éléments d'oxygène retenus par le minerai ;

4° Que, à cette basse température de réduction, non seulement l'acide carbonique ne produit aucune action réoxydante, mais que sa présence, inévitable d'ailleurs, est même utile (suivant les faits observés par M. Gruner) pour faciliter le dépôt de carbone sur le minerai.

La fonte peut s'obtenir industriellement sans haut-fourneau.

Tels sont les faits, bien constatés, sur lesquels on peut, selon nous, fonder une nouvelle méthode de traitement des minerais de fer pour fabriquer industriellement la fonte sans haut-fourneau. Ces données, à la fois théoriques, et pratiquement observées, se prêtent en effet admirablement à l'emploi des petits appareils et à la réduction spéciale et distincte que nous avons déjà indiquée, et l'on voit combien la réduction graphitisante du minerai, qui met en contact intime sur une grande surface le carbone et l'oxyde, rend la réduction finale, et la fusion ensuite, économiques et rapides dans un petit four, n'eût-il que la hauteur de l'ouvrage d'un haut-fourneau, et combien le problème se simplifie.

Avec des fours appropriés, superposés et rendant les opérations connexes, quoique distinctes, et en conservant la fonte comme base commode et sûre de tous les produits du fer, on peut arriver même à obtenir une transformation progressive et continue du minerai en lingots de fer ou d'acier, à volonté. Tous ces petits

fours, d'une édification peu coûteuse, peuvent être même rendus démontables et transportables en employant des pisés, concurremment avec des piliers et charpentes métalliques, et, avec une petite machine motrice locomobile à laquelle peuvent s'accoupler un broyeur et un ventilateur, on aura la représentation des petites forges des premiers âges, avec tous les avantages des progrès accomplis. Dès lors qu'il ne s'agira plus que de fondre du minerai réduit à l'avance et obtenu dans des proportions toujours facultatives, puisqu'elles restent subordonnées à la quantité d'un agent réducteur qu'on peut produire en grand ou en petit avec économie, il est facile de comprendre que la production d'un petit four ne sera plus comparable à sa capacité relative, mais presque égale à celle du haut-fourneau lui-même, puisque, étant alimenté de minerai déjà réduit et du combustible nécessaire, l'air soufflé à volonté règlera la combustion du charbon et, par suite, la fusion du métal, la production restant toujours relative au volume, à la pression et à la température du vent.

Une batterie de petits fours accolés et réunis au même porte-vent par des branchements à robinets pourrait donc suffire à une grande production, au besoin et en tous les cas réglable à volonté.

Au point de vue de la dépense en charbon, remarquons que la cuve de fusion n'étant ici remplie que de minerai déjà réduit, entièrement ou en grande partie, et le fondant étant de la chaux vive au lieu de calcaire, il y aura très faible production d'acide carbonique ; par suite, les gaz seront beaucoup plus riches en oxyde de carbone que ceux du haut-fourneau, et leur propriété réductrice et calorifique de beaucoup supérieure. Enfin, si ces gaz, sortant d'un four de quelques mètres de hauteur, avaient une température plus élevée que celle qu'exige la réduction, on pourrait utiliser cet excès de

chaleur immédiatement sur le gueulard pour vapeur ou air chaud, et ces mêmes gaz, refroidis à la température utile, pourraient ensuite être appliqués à la réduction du minerai dans des cuves élevées sur la même plateforme, d'où ce minerai serait introduit encore chaud dans le four de fusion. Ces gaz avec 500° de température et leur faible proportion de CO^2 rempliraient toutes les conditions indiquées pour la réduction carburante.

Cette triple utilisation des gaz du foyer réduit donc la consommation totale du combustible à peu près à celui qu'exige la fusion et, en tous les cas, l'économie devient considérable. Il n'est donc pas permis de supposer que, dans le traitement rationnel de la petite métallurgie, la dépense en combustible sera plus grande qu'au haut-fourneau; ce sera probablement le contraire. Quand même la réduction s'obtiendrait au moyen d'un gazogène spécial, il en serait encore ainsi parce que, dans ce cas, l'air et la vapeur que l'on souffle, pris à l'atmosphère et à l'échappement du cylindre moteur, ne coûtent rien; que l'on peut brûler des combustibles inférieurs et à bas prix; que la tourbe elle-même, très hygrométrique, y devient précieuse et que le carbone pulvérulent déposé sur le minerai est restitué au four de fusion qui le brûle. Pourrait-on objecter que la main-d'œuvre sera plus élevée; qu'on se procurera difficilement des ouvriers spécialistes; enfin, que la direction technique coûtera beaucoup plus cher? Ces objections ne résistent pas à un sérieux examen. En effet, la main-d'œuvre au haut-fourneau est de 5 francs par tonne au moins, et pour un petit four de 10 tonnes, cela représente 50 francs de travail par jour. Or, un personnel de 12 hommes, dont 8 le jour et 4 la nuit, est très suffisant pour cette production et les journées au prix moyen de 4 francs, ce qui est exagéré parce qu'il y aura des aides à bas prix, ne donnent que 48 francs de dépense, c'est-

à-dire moins de 5 francs par tonne. Les ouvriers spécialistes se borneront à un ou deux maîtres-fondeurs, et on les formera facilement dans une petite usine type créée dans chaque région. La direction technique d'un ingénieur, loin d'être rapetissée à celle d'une petite usine isolée, s'étendra, pour chacun des groupes régionaux soumis aux mêmes intérêts, à toutes les usines en activité, ou au moins à un certain nombre, et il y aura des cas où les grandes forges elles-mêmes ayant des intérêts dans les petites fonderies pour lingots feront concourir leur propre personnel à ce service.

Mais, où apparaît surtout l'avantage, c'est que le minerai, au lieu de coûter de 10 à 20 francs la tonne, comme dans le Centre, l'Ouest, et le Sud de la France, ne reviendra à pied-d'œuvre que de 3 à 4 francs près de beaucoup de gîtes, et coûtera rarement plus de 5 francs la tonne. Ainsi que le disait M. Gruner au Congrès de Douai dès 1876 : « Aujourd'hui que la consommation du charbon est réduite à 2 ou 3 tonnes par tonne de fer, ce n'est plus le combustible, c'est le minerai qui est l'élément dominant du prix de revient. »

Si l'on objectait encore comme difficulté pratique que maintes fois déjà, en métallurgie, on a échoué dans les essais de substitution des petits appareils à la place du haut-fourneau, nous répondrons que les procédés jusqu'ici employés étaient très différents de celui qui est proposé et qu'ils avaient en vue la fusion directe pour fer ou acier, *sans passer par la fonte*, ce qui est absolument différent ; que la réduction se faisait toujours à haute température, au contact du charbon solide (Chenot, Benton, Blair, Dupuy, Ponsard, Valleton-Remauzy, Verdié, Siemens), ou, comme le docteur Gurlt, avec l'oxyde de carbone à très haute température, ce qui avait le triple inconvénient d'être coûteux, de favoriser la réoxydation par CO^2 et de ramollir la

matière incomplètement réduite, l'oxyde emprisonné donnant ainsi lieu à un déchet considérable. On obtenait dans tous ces cas un magma complexe et spongieux de métal, d'oxyde et de gangue ; des loupes qu'il fallait refondre, et non de la fonte, produit plus sûr, et dont la transformation immédiate en fer ou acier est devenue si rapide.

Nous croyons que ce traitement direct pour fer et acier, qui est l'idéal de tant de chercheurs ingénieux, échouera toujours tant que l'on voudra soumettre *le minerais uni à sa gangue* à une fusion réductive soit dans une cuve, soit sur sole de réverbère. Dans le premier cas, si on n'ajoute pas de fondants pour éliminer la gangue presque toujours siliceuse, celle-ci se combine chimiquement au fer et cause un déchet important, et, si l'on ajoute un fondant pour isoler la gangue, on rentre dans le traitement pour fonte. Dans le deuxième cas, le four à réverbère, quelles que soient ses dimensions, ne se prête pas au volume énorme des minerais pauvres ou de richesse moyenne, car avec une gangue considérable, il faut ajouter un fondant d'un grand volume également, et, outre que la réduction y doit être très coûteuse, à raison de la quantité de charbon indispensable et de son atmosphère oxydante, de la perte énorme de chaleur due à cette forme de four qui n'en utilise guère que le dixième, l'affinage sur la même sole y serait difficilement réalisé, même en opérant le brassage, ce qui ferait retomber dans le puddlage déjà pratiqué. Si l'on cherche à passer progressivement du minerais au fer, avec production de laitier et de fonte, ce n'est plus, alors, ce que l'on est convenu d'appeler le traitement direct, mais le traitement progressif, traitement qui est bien autrement efficace, par la réduction distincte et spéciale, avec l'emploi des cuves où la chaleur produite

est beaucoup mieux utilisée. Le procédé de fabrication directe peut cependant se réaliser, même sur sole ou au creuset, croyons-nous, à une condition, c'est de fondre des minerais, sans gangue, c'est-à-dire des minerais naturels extra-riches, ou dont on a séparé mécaniquement la gangue du métal, soit avant, soit après réduction préalable, mais cela n'est possible qu'autant que cette gangue est agrégée et non combinée à l'oxyde du fer. Dans un four à réverbère, il suffirait de recouvrir la charge d'une légère couche de menu coke ou d'anthracite pour éviter la réoxydation, et ce combustible, en brûlant lentement, ajouterait son propre calorique à celui des gaz brûlés par l'air chaud. Mais, toutes les fois qu'il s'agirait de minerais bruts, pauvres ou de moyenne richesse, l'énorme volume de la charge, surtout quand il faut encore leur ajouter un fondant, présentera toujours un très grand obstacle à l'emploi de cet appareil.

Il y a dans l'Ouest et le Sud-Ouest de la France de très nombreux minerais dont la gangue se compose de quartz noyé dans la masse ferreuse et qui se prêteront très bien à ce procédé. En réduisant préalablement et séparément ce minerai, pour en séparer ensuite la gangue par une décantation sèche ou aqueuse, d'autant plus facile ici que le minerai réduit aura acquis une densité triple de celle du quartz, il ne s'agira plus alors que de fondre, et tout au plus d'achever le départ des derniers éléments d'oxygène du minerai en lui mélangant intimement avant sa charge du charbon en poussière et dans une proportion qui variera suivant le produit que l'on aura en vue. La gangue ayant été éliminée mécaniquement, on aura du fer réduit et pulvérisé à peu près pur à fondre, et le bain ne contiendra presque pas de silicium. Si le minerai est phosphoreux ou sulfureux, le fluorure de calcium, introduit un peu

avant la coulée, agirait efficacement, entr'autres agents pour éliminer ces impuretés.

Ce procédé, sans être absolument direct, permettrait donc d'éviter la fonte comme intermédiaire et d'obtenir le fer ou l'acier en première fusion.

Nous avons examiné plus haut les diverses conditions favorables au nouveau procédé que nous préconisons : transport du charbon sur le minerai, dépense en combustible, main-d'œuvre, etc., il ne nous semble donc pas nécessaire d'insister davantage pour conclure.

Résumé et conclusion.

En résumé, si le haut-fourneau offre les avantages dus à la concentration d'une grande masse de matières traitées, et d'une grande production, il faut, par contre, mettre à son passif :

1° De n'employer pour la réduction aussi bien que pour la fusion que du combustible de choix et coûteux.

2° De recevoir et chauffer à une haute température une masse énorme de gaz inutiles, Az et CO^2 , qui nuisent, en outre, à l'énergie de la réduction, et réduisent la proportion du gaz utile CO , à 25 p. % du volume total;

3° De rendre solidaires deux opérations chimiquement différentes, la réduction et la fusion, de durées très inégales ;

4° De brûler du charbon mal utilisé par suite de la production des deux gaz, CO et CO^2 , qui ont sur le minerai qu'ils enveloppent des effets directement opposés ;

5° D'exiger pour une machine soufflante et un ascenseur une dépense en force motrice considérable ;

6° De ne pouvoir, à raison de ses grandes dimen-

sions se prêter à la production spéciale des ferrométaux, alliages dont la consommation restera relativement limitée ;

7° D'exiger une très grande capacité, une grande surface d'établissement, un outillage coûteux, et, par suite, la disposition d'un énorme capital qui grève fortement le prix de revient ;

8° D'être l'occasion d'accidents coûteux à réparer et de pertes importantes en cas de grèves ;

9° D'avoir presque toujours recours à des minerais éloignés et dont le transport augmente beaucoup le prix ;

10° Enfin, d'avoir une production constante et forcée pouvant donner lieu à des ventes sans profit ou à des stocks très onéreux.

La production des lingots de fonte, dans les petits appareils, en faisant de la réduction et de la fusion deux opérations connexes, mais *distinctes*, est donc préférable au double point de vue théorique et économique :

Théoriquement : parce que la réduction n'a besoin que d'un gaz désoxydant à basse température, tandis que la fusion réductive exige au haut-fourneau la production d'un gaz oxydant et une température dépassant 1.800° ; parce que la durée de la réduction surpasse de beaucoup celle de la fusion ; parce que, au lieu d'ajouter du gaz nuisible CO^2 avec la castine, on peut en supprimer l'influence par l'emploi de la chaux vive comme fondant et éviter son long contact avec le minerai ; parce que, enfin, on peut, dans la réduction au gaz à basse température, et sans inconvénient, faire intervenir l'hydrogène H, qui, par son énergique affinité pour l'oxygène, agit à la fois sur O du minerai,

qu'il réduit, et sur O de CO^2 , dont il combat l'influence réoxydante et qu'il ramène à l'état utile, CO , $\text{FeO} + \text{CO}^2 + 2 \text{H} = \text{Fe} + \text{CO} + 2 \text{HO}$; parce que, au lieu d'un courant rapide des gaz réducteurs à travers la masse à réduire, la réduction séparée permet de régler la durée du contact de manière à en obtenir un maximum d'effet ;

Economiquement : par l'emploi au gazogène de combustibles inférieurs et moins chers ; par l'application mieux appropriée des températures produites ; par la grande différence des intérêts dus aux capitaux engagés ; par la suppression des risques dus à l'arrêt forcé du travail. Aussi et surtout, en traitant sur place, par la suppression des énormes frais de transport du minerai à l'usine, transport qui grève en moyenne de plus de 50 p. % son prix de revient au pied du four.

Redisons-le : si le haut-fourneau trouve son application utile partout où le minerai et le charbon se trouvent réunis, ce qui est très rare en France, la petite métallurgie qui, basée sur la production de la fonte au four à cuve, ne livre rien aux aléas du traitement direct ; qui n'a besoin ni d'abondants gisements, ni d'un grand espace, ni d'un puissant moteur, ni d'un gros capital ; en traitant les minerais, près de la mine, pour fonte ou lingots métalliques, évite des transports onéreux et stériles et permet en même temps : de tirer parti de tous les gîtes et même des sornes des anciens si répandues et sans valeur ; de baser sa méthode et ses produits spéciaux sur la nature propre du minerai traité ; de faire varier sa production selon les besoins de la demande ; enfin, de décentraliser notre production nationale, de la mettre ainsi à l'abri de tout danger, et c'est à tous ces titres qu'elle se recommande pour notre pays. Que chacun se mette donc à l'œuvre en vue de réaliser une transformation aussi éminem-

ment utile, et puisse notre initiative provoquer des études techniques et expérimentales qui profiteront à la fois à l'intérêt public et à la science !

Données d'application.

Le but à réaliser est donc de produire régulièrement la fonte dans des appareils de faible capacité.

Le moyen, le procédé, dans sa partie essentielle, c'est une préparation réductrice spéciale du minerai avant sa fusion, ce qui évite son long séjour dans une grande cuve comme celle du haut-fourneau.

Telle est la méthode qui, combinée avec les procédés nouveaux d'affinage, permettra de traiter sur place et avec économie tous nos minerais de fer.

Le problème de la réduction partielle et graphitisante par CO ou $\text{CO} + \text{H}$ a été complètement résolu au laboratoire (Bell-Gruner). Il ne reste donc qu'à réaliser dans une petite cuve ce qui a été fait dans un tube de porcelaine, et à cela seulement se borne la difficulté.

Les appareils que l'on peut employer à cet effet peuvent varier de formes et de dispositions, mais ce que l'on doit chercher à obtenir surtout, c'est l'économie.

Dans ce but on devra prendre pour règle :

1° D'employer l'agent réducteur le plus énergique et le moins cher, dans chaque pays où l'on opère ;

2° De tirer de l'agent réducteur employé son maximum d'effet utile, soit en prolongeant son contact avec le minerai, au moyen d'un tirage intermittent, soit en l'utilisant comme combustible, en sortant de l'appareil de réduction, comme on le fait au haut-fourneau ;

3° D'utiliser le plus complètement possible la chaleur propre de chaque appareil, en introduisant les matières, solides ou gazeuses, avec leur température acquise ;

4° Pour éviter la difficulté de circulation des gaz dans une masse très divisée, on substituera le tirage latéral au tirage de bas en haut, innovation qui est ici d'une grande importance ;

5° Dans tous les cas, on devra granuler plus ou moins finement, selon sa compacité, le minerai à réduire, afin d'augmenter la surface du contact utile, et le calciner pour en régulariser le traitement ;

6° On coordonnera et concentrera les appareils et le travail, de manière à obtenir, par un emploi complet des propriétés physiques et chimiques du charbon et des gaz, la force motrice utile à l'usine, en même temps que les réactions nécessaires pour la réduction et la fusion, et c'est là une condition essentielle que nous espérons réaliser pleinement par un roulement compensateur des réactions.

Ces principes établis :

Veut-on obtenir une réduction complète du minerai ?

On commencera par chauffer fortement pour augmenter la perméabilité. C'est la calcination qui, au gaz, peut être à volonté oxydante ou réductive. Ensuite on fera intervenir le gaz réducteur, d'abord de 300 à 500° de température afin de réaliser, avec une réduction partielle, la graphitisation, la pénétration intime du carbone déposé dans l'intérieur du minerai, puis on élèvera vers 600° la température du courant, et le carbone déposé étant brûlé par les derniers éléments d'oxygène du minerai ($\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$), la réduction s'achèvera.

Ne veut-on obtenir qu'un minerai partiellement réduit et graphitisé ?

On opérera, du commencement à la fin, avec le gaz porté entre 300 et 500° de température, soit par courant continu, soit par action intermittente. Il est pro-

blement même possible d'obtenir à cette basse température la réduction complète avec un temps suffisant.

Si l'on a en vue l'utilisation multiple et complète des gaz, on leur enlèvera d'abord leur excès de température au sortir du gazogène, pour les ramener entre 300 et 500°, avant leur entrée dans le four de réduction. Ensuite on prolongera leur contact réducteur avec le minerai par un tirage intermittent, ce qui n'a pas d'inconvénient ici, puisque, à cette basse température, les agents réoxydants CO et HO sont à peu près sans effet.

Ou bien, si l'on opère à tirage continu, on augmentera l'action réductrice des gaz, en les faisant repasser à travers le minerai, après leur premier passage, en les soumettant à un courant réversif, leur chaleur propre pouvant d'ailleurs être ensuite utilisée à chauffer l'air destiné à leur combustion sous une chaudière, comme pour les gaz du haut-fourneau, dans lesquels l'élément combustible CO ne dépasse pas 22 p. % le plus souvent.

A-t-on en vue le traitement des minerais en poussières ou des résidus de pyrite ?

On leur donne une préparation réductrice en les mélangeant intimement avec du poussier de houille grasse collante, puis l'on soumet le mélange à une distillation lente dans des vases clos, à parois perforées, et les gaz se répandent alors sur le pourtour qu'ils chauffent par leur combustion. La réduction s'opère ainsi par la double influence du charbon solide et des gaz qui s'en dégagent, et le minerai, en partie réduit, forme avec le charbon un coke métallisé friable, mais assez consistant pour entrer comme élément dans un lit de fusion des petits fourneaux.

Quel que soit d'ailleurs le mode d'opérer qui sera appliqué à la réduction spéciale et méthodique du

minerai avant sa fusion, on le chargera ensuite avec le combustible utile, anthracite et coke de préférence, avec de la chaux vive comme fondant, et l'on reproduira ainsi, dans le petit four de fusion, les conditions que présente l'ouvrage du haut-fourneau, où le minerai arrive presque complètement réduit, où le calcaire est calciné et réduit en chaux et où la température élevée ne dépasse cependant pas celle que l'on obtient dans de simples cuves de quelques mètres de hauteur.

La fonte ainsi obtenue, si on n'en fait pas l'objet de la production, ne sera qu'un produit momentané et transitoire, qu'on écoulera du creuset dans un appareil d'affinage, accolé et en contre-bas du four de fusion, et d'où le métal sortira pour être coulé en lingots de fer doux ou d'acier.

Bien que tous les procédés connus d'affinage puissent s'appliquer ici, nous indiquerons, comme méthode toute spéciale, dite méthode mixte, parce qu'elle a recours à la fois au soufflage et à la dissolution, le moyen suivant.

La fonte, en sortant du four, s'écoule et tombe d'une certaine hauteur sur une rigole qui la conduit dans un four à sole ou un creuset, où l'affinage doit s'accomplir. Pendant sa chute, cette fonte, qui filtre à travers une fente et s'écoule en lame mince entre le trou de coulée et la rigole, reçoit toutes les poussières jugées utiles, eu égard à sa nature propre, et ces poussières lui sont apportées par de très nombreux filets d'air, soufflés latéralement et des deux côtés opposés (soufflage latéral et convergent), de sorte que la fonte s'en trouve intimement pénétrée. On pourra encore, comme pour le procédé de carburation Darby, mêler la matière affnante à la fonte fluide, par un écoulement en canaux convergents, qui facilite leur mélange. Ainsi préparée par ce pré-affinage, elle arrive dans un appareil chauffé

(four Martin-Siemens), où l'affinage sera rapidement complété.

Nul doute que, outre les dispositions que nous avons indiquées et qui ne sont que des données générales, on en trouvera de nouvelles et de meilleures, et, comme il s'agit d'une solution qui intéresse le pays, nous y applaudirons.

LÉGENDE DES FIGURES

Fig. 1, Pl. XVII.

Cette figure représente un four de réduction vertical, circulaire ou prismatique, à compartiments, vide central, parois perforées et tirage latéral.

En G arrive le gaz réducteur ; le gazogène peut être extérieur ou intérieur. Dans ce cas, il est chargé par une trémie extérieure double, figurée en T. Le minerai, granulé et chargé en C, occupe une zone *m m*, que le gaz traverse latéralement au moyen des parois perforées, et il passe dans le vide *a a*. De là le gaz est expulsé au dehors par les tuyaux *tt*, placés au-dessus de chaque compartiment à minerai, ou bien ce gaz est utilisé et brûlé au dehors, par de l'air chauffé dans des tuyaux qu'il enveloppe dans le vide circulaire *a a*. Le minerai est retiré en P P.

Le tirage peut être continu ou intermittent ; la température peut être fixe ou variable, mais ne jamais dépasser 600° et, la réduction obtenue, on retire progressivement le minerai, remplacé aussitôt par de nouvelles charges. Le tirage latéral permet de réduire le minerai en granules, promptement pénétrées par le gaz, et évite le long contact de l'acide carbonique CC^2 , qui réoxyde et nuit à l'opération quand on veut réduire complètement et à température élevée.

Fig. 2.

Le gazogène central est chargé extérieurement par une trémie double figurée en P. Les gaz sont refroidis au degré utile par des tuyaux mobiles *t t* à air ou à eau. En O est un obturateur mobile, au moyen d'une chaînette qui s'enroule en C. En *mm* est le minerai granulé, chargé en CC, et retiré en PP. Les gaz réducteurs du gazogène s'élèvent jusqu'à l'obturateur, traversent latéralement la zone du minerai au moyen de parois perforées, pénètrent et s'élèvent dans le vide circulaire *g g* et retraversent en sens contraire le minerai pour venir sortir en T, ou bien on les recueille au niveau du gueulard pour être utilisés et brûlés par l'air chaud des tuyaux *tt*. En *aa* sont des tuyaux aspirateurs pour éviter l'entrée de l'air pendant le déchargement. Ce four est à action continue et il produit à volonté, soit la réduction partielle et graphitisante, soit la réduction complète.

Pour obtenir une production régulière et continue de minerai fortement réduit et graphitisé, il suffira d'élever l'obturateur jusqu'au sommet, de maintenir la température du gaz CO entre 300° et 500° en réglant le nombre des tuyaux refroidisseurs. Pour obtenir une réduction complète, après une période de graphitisation, on élève la température jusqu'à 500° à 600° et le carbone déposé brûle en concourrant puissamment à achever la réduction.

On pourra toujours, en soufflant dans le gazogène, soit de l'air seul, soit de l'air et de la vapeur d'eau, produire de l'oxyde de carbone CO, du gaz à l'eau CO + H, ou un gaz variant suivant la proportion de ces deux éléments, dit *gaz variable*, ou bien se servir des hydrocarbures naturels amenés à la température utile, cela selon les lieux et les circonstances.

Fig. 3.

Les FIG. 3, 3', 3'' représentent un four de réduction dit à galerie. Ce four est horizontal, et, comme les précédents, à vide central et tirage latéral.

En G est un gazogène, recevant l'air par la voûte *aa*, chargé en T, et dont les gaz peuvent être plus ou moins refroidis par des tuyaux placés en V. Un régiste R règle la

surface de chauffe. Le gaz réducteur entre dans le vide central *g g* divisé en compartiments, et de là, s'irradie latéralement et traverse les parois du minerai qu'il réduit progressivement. Le minerai est chargé en O O O. En *f, f, f* sont des tuyaux permettant d'introduire au besoin du brai en poussière humecté de pétrole, afin d'activer la réduction, mais ce n'est pas indispensable. De la voûte centrale, le gaz passe dans des carneaux latéraux *b b*, où il chauffe des tuyaux T T qui aspirent l'air extérieur, et l'air et le gaz ainsi chauffés arrivent dans une cheminée de tirage C où ils brûlent, sous un générateur tubulaire à vapeur. En E, accolé à la cheminée, est un petit réservoir d'eau, alimentant un serpentín intérieur dont la vapeur active le tirage, réglé d'ailleurs par un régiste placé au sommet de la cheminée.

Ce four de réduction, de longueur illimitée, peut produire d'une manière régulière et continue une grande quantité de minerai réduit et en même temps graphitisé, si l'on a soin de maintenir la température du gaz CO entre 300° et 500°. La Fig. 3^{me} avec légende représente un four recarburateur opérant, avec des gaz plus réducteurs et une température plus élevée, une calcination réductive continue.

Fig. 4.

Pour fondre du minerai préalablement préparé par une réduction spéciale, complète ou partielle, avec graphitisation, une petite cuve de 3 à 4 mètres (Fig. 4) est suffisante, car le lit de fusion, composé d'un mélange de minerai spongieux, en petits fragments, et de chaux vive pour fondant, sera rapidement fondu. Dans ces conditions, où il n'y a ni oxygène dans le minerai, ni acide carbonique dans le fondant, les gaz produits seront toujours très riches en CO, c'est-à-dire très réducteurs et très combustibles, et leur température de sortie étant relativement élevée, on les utilisera avec un grand avantage. Afin de pouvoir souffler le vent à une haute température, la partie inférieure du four sera garnie d'une cuirasse métallique, sans cesse rafraîchie par un courant d'air froid qui, sortant de l'espace annulaire *a a*, se rendra dans l'appareil à air chaud, s'il doit être surchauffé à plus haute température.

Fig. 5.

La Fig. 5 représente un petit four spécial pour la fusion des minerais préalablement réduits et trop pulvérulents pour permettre le passage des gaz, tels les résidus de pyrites et tous les minerais en poussières. La réduction dans ce cas particulier s'obtient en chauffant dans une cornue ou un four à coke un mélange de poussières de charbon et de minerai. En employant de la poussière de houille grasse collante, on obtient un coke métallisé, tendre, et qui peut entrer comme élément de la charge dans une cuve ordinaire. Si le minerai est réduit à l'état pulvérulent, il est chargé en O O dans un espace annulaire, obtenu par la suspension d'un tuyau en matière très réfractaire ; la hauteur de la matière au-dessus des tuyères est alors très réduite, les gaz sortent au gueulard à une très haute température et sont immédiatement utilisés par une prise en S. En T est une trémie double qui permet d'ajouter les matières jugées utiles à la charge.

Fig. 6.

Petit four de fusion fondant des minerais déjà réduits, avec la chaux vive pour fondant, et du charbon de bois, du coke, de l'anhracite ou leur mélange comme combustible. Il produira des gaz très réducteurs, CO ne trouvant plus d'oxygène dans le minerai pour se transformer en CO², et ces gaz peuvent être utilisés comme tels sur la plateforme même du gueulard. A cet effet, l'une des dispositions utiles pourra être la suivante.

Le four, chargé par la trémie extérieure T, a des voyants servant aussi à dresser les charges. La chaleur propre des gaz est utilisée au chauffage d'un générateur tubulaire *t t* et ramenée à la température utile pour éviter le ramollissement du minerai, qui, placé dans des compartiments latéraux *m m*, est traversé latéralement par les gaz qui le réduisent. Chargé en C C, il est retiré en P P et versé chaud dans le four, ainsi que la chaux. Le tirage latéral évite l'action prolongée de CO² sur le minerai dès qu'il commence à se réduire. Les gaz, en sortant du minerai s'écoulent dans l'atmosphère par les tuyaux S, S, ou bien, sont recueillis sur le pourtour et brûlés. Avec cette disposition, le combustible brûlé dans le four produit à la fois la fusion, la réduction et la force motrice.

Fig. 7.

Pour centraliser le travail et économiser la main-d'œuvre, on peut disposer tous les fours dans un même massif, ainsi que le représente la Fig. 7.

Au niveau du sol est élevé le four de fusion F. En *f*, *f* sont des petits fours à chaux ou des gazogènes noyés dans la maçonnerie. Au-dessus du gueulard est l'appareil tubulaire destiné à utiliser la chaleur propre des gaz du four. Ces gaz viennent sortir au haut de la voûte de l'appareil tubulaire, pour descendre et entrer dans un tuyau T T, noyé dans le dessous de la plateforme. De ce tuyau récepteur, des tuyaux distributeurs conduisent les gaz dans les fours de réductions *mm*, qu'ils traversent latéralement pour venir sortir par des tuyaux d'appel S S S. Le minerai, retiré de chaque compartiment, par une porte spéciale P, est aussitôt chargé dans le four de fusion. Sur la même plateforme peuvent d'ailleurs être placés des petits fours auxiliaires, pour chaux ou coke, accolés les uns aux autres.

Aussi bien, et même mieux que pour les grands appareils, les fours de faible capacité se prêtent donc à l'utilisation des chaleurs acquises et des gaz produits au cours des opérations réalisées, et avec le double avantage d'éviter les longs transports des minerais et de pouvoir régler la production suivant les besoins.

Fig. 8.

La Fig. 8 représente l'une des dispositions qui s'appliquent à un nouveau procédé d'affinage par soufflage minéralisateur, que l'on peut appeler *procédé mixte* parce qu'il participe à la fois du soufflage et de la dissolution.

Ce procédé est basé sur le principe que, plus le mélange entre les molécules oxydantes et les molécules à oxyder sera intime, plus la surface de contact utile aux réactions sera grande, et, par suite, moins le temps nécessaire à ces réactions sera long. C'est ce qui explique la rapidité de l'affinage Bessemer.

Bien que ce procédé mixte puisse s'appliquer à toutes les fontes, il est surtout spécial aux fontes siliceuses et phosphoreuses, que repoussent les procédés Bessemer et Thomas, et qui, au four Martin, ont une action si corro-

dante, une dissolution si lente et exigent un temps si long!

Etant donné un four de fusion, ou à défaut un cubilot, avec un creuset suffisamment pourvu de fonte, on établira à 2 ou 3 mètres en contre-bas le récipient d'affinage, lequel pourra être un creuset, ou un four à sole, ou un convertisseur genre Robert ou autre.

S'il s'agit d'un four à réverbère *f*, qui devra être à sole basique, de préférence, la fonte y arrivera en traversant une chambre intermédiaire *C*, qui est étroite, close formée de parois perforées, et communiquant avec le creuset en haut et avec la sole en bas, par une rigole inclinée, mais sans communication entre chaque coulée.

Le plafond de cette chambre est formé d'une forte plaque de fer *P P*, garnie en dessus et en dessous d'un pisé basique de chaux et graphite par exemple, qui est horizontale et percée d'un grand nombre de trous, ou mieux encore, percée d'une mince rainure longitudinale allant du creuset vers la sole. Voici comment on opère.

Le four et la chambre ayant été chauffés, on remplit des réservoirs placés en *m m*, à l'extérieur, de poussières contenant toutes les matières utiles, dosées et pesées selon la nature et le poids de la fonte à affiner. Elles comprennent surtout du minerai de fer, le plus pur possible, à l'état naturel, ou déjà plus ou moins réduit; puis un peu de manganèse en certains cas, du nitrate de soude, de la chaux si la fonte est phosphoreuse, de la fluorine si elle est sulfureuse, et pour assurer la fluidité, en proportion nécessaire, du sel marin, etc. En vue de certains alliages, on peut aussi y ajouter d'autres minerais oxydés. Si l'on débouche le creuset et si l'on souffle fortement par les orifices *V V*, on soulève les poussières dans les compartiments vides *a a*, qui, par des fentes très minces ou des trous nombreux et petits ménagés dans les parois latérales, leur donneront passage en les projetant en sens opposés (soufflage latéral et convergent) contre la fonte, qui tombe verticalement en une lame mince et fluide et qui se trouve ainsi intimement imprégnée des poussières affinantes. La charge s'écoule lentement dans ces conditions, du creuset à la sole, où elle est conduite par une rigole inclinée. L'air soufflé trouve passage à l'extrémité antérieure de la chambre, passe sur la fonte en suivant la rigole pour entrer dans le four et en sort par le tuyau *t*, placé temporairement, et qui, commu-

niquant avec un barboteur B, y laisse sa poussière et s'écoule dans l'atmosphère, après quoi le tuyau est remplacé par un cylindre réfractaire.

Pendant le soufflage minéralisateur, l'oxygène de l'air, ainsi que l'oxygène du minerai, oxydent instantanément le silicium, en élevant la température ; une partie du phosphore est aussi oxydé, et la fonte arrivée sur la sole s'y recouvre de scories, que l'on écoule aussi promptement que possible. Grâce à ces réactions, à ce pré-affinage, si l'on veut, il ne se trouve plus sur la sole qu'une fonte en grande partie désiliciée et déphosphorée, dont il reste à enlever le carbone, avec le reste des deux premiers métalloïdes, dans des conditions très favorables, car on n'aura plus que des laitiers basiques, et avec l'emploi de la fluorine, le soufre sera aussi éliminé.

A raison de l'énergie oxydante du bain, le carbone sera presque exclusivement transformé en acide carbonique, et les projections d'oxyde de carbone seront évitées. Dans ces conditions finales, les réactions deviennent rapides, sous la double influence d'un chauffage intense et de l'intime mélange des matières, et par suite, l'opération se trouve de beaucoup abrégée sur la sole.

Pour l'affinage au creuset ou au convertisseur, cette épuration préalable de la fonte offre également de grands avantages.

NOTE

SUR

L'INSTALLATION D'UNE POMPE SOUTERRAINE

Au Puits du Viaduc, à Gagnières (Gard),

Par M. NAGEL, ingénieur-directeur des houillères
des Salles et Montalet.

La Compagnie de Mokta-El-Hadid exploite à Gagnières une série de petites couches de charbon demi-gras appartenant à l'étage supérieur du bassin houiller du Gard. Le trias, très aquifère, la recouvre sur une grande étendue.

L'exploitation intensive de ce faisceau, qui se fait par le puits du Viaduc depuis l'année 1880, a amené progressivement par les dépilages des venues d'eau variant de 35 à 45 mètres cubes à l'heure, malgré des investissements de 100 mètres verticalement conservés sous le trias et des remblayages soignés dans les tailles : ce puits, occupé de jour au sortage de 350 wagons, servait de nuit à l'épuisement de ses eaux à l'aide de grandes bâches en tôle de 3 mètres cubes environ.

On conçoit que la moindre avarie sérieuse à la machine d'extraction pouvait noyer les travaux de l'étage inférieur, situé à 300 mètres de profondeur, et arrêter momentanément toute extraction ; l'installation d'un appareil d'exhaure important s'imposait donc et le type de la pompe intérieure était seul possible.

Les conditions posées, et acceptées par la Société Cockerill, pour la construction de cette pompe, ont été les suivantes :

Occuper le moins de place possible dans le puits et élever d'un seul jet 60 mètres cubes à l'heure en prenant les eaux à 300 mètres de profondeur, niveau le plus bas de notre exploitation.

Calculer la puissance de la machine pour qu'à 48 tours par minute les pompes montent ce débit ; on ne devra pas dépasser 50 tours par minute.

Notre installation comprend :

- 1° La chambre de la machine et les réservoirs ;
- 2° La pompe et son moteur ;
- 3° La colonne de refoulement d'eau ;
- 4° La colonne de vapeur.

Chambre
de la machine
et
réservoirs
(Pl. XVIII).

La chambre de la machine (Pl. XVIII, Fig. 1, 2, 3 et 4) comprend une vaste salle de 14^m,700 de longueur, 5 mètres de large et 4^m,50 de hauteur sous la clef de voûte, qui est en plein cintre ; elle communique avec le puits par une galerie de 2^m,25 de largeur sur 8 mètres de longueur, et même hauteur sous la clef que la chambre ; c'est par cette artère que l'air frais qui descend par le puits se rend dans la machine et y maintient une température supportable.

Le niveau du sol est à 3 mètres au-dessus de la recette du 6^e niveau (300 mètres de profondeur) et on se rend dans la chambre par un escalier qui a son entrée dans la galerie qui sert de retour des wagons vides à la recette du puits.

La proximité de l'installation et du puits, qui a de grands avantages, nous a entraînés à des dépenses considérables de maçonnerie pour la consolidation de l'ensemble ; la rencontre de petits bancs de charbon et de schistes friables nous a aussi amenés à faire des pieds-droits ayant au moins 0^m,800 d'épaisseur pour asseoir des voûtes d'une très grande solidité.

Dans la partie supérieure de la chambre, nous avons mis à poste fixe des fers à double T au-dessus des pièces

les plus lourdes de la machine afin de faciliter le montage à l'origine et soulever ces pièces pour les réparations.

La chambre de la machine communique avec une galerie qui débouche au réservoir général, d'une part, par un faux-pied de 4 mètres, et, de l'autre, par un couloir de 1 mètre de large, qui contient les tuyaux de vidange du condenseur, des purgeurs et le tuyau d'aspiration de la pompe du condenseur.

La plus grande quantité des eaux qu'il s'agit d'ex- Réservoirs.
traire se trouve dans les niveaux supérieurs à la recette du fond (6^e niveau) ; ces eaux canalisées se rendent du 5^e niveau derrière un barrage très solide construit dans la galerie d'allongement d'une couche peu productive où l'on a utilisé comme puisard le vide fait par les travaux d'exploitation.

Par une colonne de tuyaux à brides, de 0,110 de diamètre intérieur, située à 0^m,50 au-dessus du sol, l'eau se rend du barrage à un premier réservoir de 30 mètres de long et 2 mètres de large, qui n'est autre qu'une galerie faite dans une couche.

Ce premier réservoir de 1 mètre de profondeur au-dessous de la recette d'accrochage reçoit aussi les eaux venant du dernier niveau (6^e) ; les limons et pierres se déposent, et, par un déversoir, l'eau se rend dans le réservoir proprement dit, qui a 44^m,50 de longueur, 4 mètres de large et 3^m,50 de hauteur sous la voûte ; les côtés ont des pieds-droits en grès sur lesquels vient s'appuyer au-dessus une voûte surbaissée et en bas un radier bien étanche.

Ce réservoir communique par une petite galerie avec le puits, et en ouvrant un large orifice nous avons toute facilité pour le nettoyage qui se fait régulièrement.

L'eau qui a cheminé dans le réservoir général se rend

dans une galerie où, après avoir traversé une double grille en tôle galvanisée, elle est aspirée dans une sorte de faux puits par le tuyau d'aspiration des pompes ; ce tuyau porte à sa base une double lanterne qui ne permet l'aspiration qu'à 0^m,30 au-dessus du fond.

Toutes ces constructions ont été faites avec des matériaux de premier choix : la chaux hydraulique du Teil a été employée exclusivement.

Pompe
et son moteur
(Pl. XIX).

La machine à vapeur est du système compound dit « Tandem », c'est-à-dire avec les cylindres l'un derrière l'autre (Pl. XIX, Fig. 1, 2) ; la même tige actionne, à une extrémité, les pistons des corps de pompe, et à l'autre les pistons à air du condenseur ; entre le grand cylindre et le condenseur se trouve l'arbre où on a calé les 2 volants, qui reçoivent leur mouvement par 2 bielles à fourche.

Le diamètre du petit cylindre est de 0^m,480.

Le diamètre du grand cylindre est de 0^m,800.

La course commune est de 750 ^m/_m.

Les cylindres portent chacun 2 purgeurs ; nous avons aussi fait ajouter au grand cylindre deux soupapes atmosphériques qui expulsent en temps utile des surcroîts de condensation qui se produisent inopinément plusieurs fois dans la journée et surtout à la mise en marche.

Le condenseur est à injection, il comprend 8 clapets d'aspiration et 8 de refoulement, les caoutchoucs ont 160 de diamètre et 15 millimètres d'épaisseur, les clapets sont reliés 2 par 2 et fixés par un étrier qui les assujettit sur leur siège : le démontage et le nettoyage en sont des plus faciles.

L'eau injectée prise dans le grand réservoir y retourne avec la vapeur condensée par un grand tuyau qui reçoit aussi les purges des cylindres.

Le vide en marche normale est de 68 à 70. La vapeur

se rend des tuyaux dans un premier épurateur composé d'une caisse en fonte, divisée en 4 compartiments par 3 cloisons en chicane et portant à leur partie inférieure une gouttière qui déverse sur un côté.

L'eau condensée va au fond de la caisse et est amenée dans un deuxième purgeur, portant à sa base un purgeur automatique commun aux deux appareils.

L'admission de la vapeur dans le petit cylindre se fait avec une valve à papillon, la détente est de Meyer, on marche ordinairement au 6/10 d'admission.

La pression au papillon est de 3 kilo. ; au jour nous avons 3 1/2, il y a donc une perte de 1/2 kilo.

La puissance de la machine est calculée pour qu'à 48 tours par minute les pompes montent d'un seul jet 60 mètres cubes à l'heure d'une hauteur de 300 mètres, on ne doit pas dépasser 50 tours, mais comme à certains moments la venue d'eau n'est pas suffisante pour marcher à 40, on a en conséquence demandé que les volants soient calculés pour pouvoir effectuer un minimum de 30 tours par minute.

La question du choix de soupapes pour une aussi grande hauteur d'eau nous préoccupait, cela d'autant plus qu'à la pompe Sainte-Marguerite, à Liège, qui nous servait de type, on avait fait de nombreux essais qui n'avaient pas entièrement satisfait ; cependant la hauteur de la colonne d'eau n'était que de 150 mètres.

Pompe
(détails PL.X

L'habile ingénieur Kraft, de la Société Cockerill, a résolu cette question d'une façon fort remarquable (PL.XX).

Ce type de soupapes est dû à M. Ridler, professeur à Aix-la-Chapelle ; il avait déjà été employé avec succès aux souffleries Bessemer, mais non encore utilisé pour des pressions aussi considérables ; depuis la mise en marché, soit plus de 4 ans, ces appareils fonctionnent à notre entière satisfaction.

L'appareil d'exhaure comprend 2 pompes à simple effet à piston plongeur de 0^m,145 de diamètre et de 0^m,75 de course, chacune de ces pompes porte une soupape d'aspiration et de refoulement, ainsi qu'un petit reniflard réglable à volonté.

La hauteur d'aspiration est au minimum de 3 mètres et ne dépasse pas 4^m,50, le tuyau d'aspiration muni d'un clapet de retenue débouche à la base du béliet, dans une capacité formant réservoir, où viennent aboutir les tubulures d'aspiration des pompes.

Description
de la
soupape.

Une soupape comprend une tige munie de deux disques en acier entre lesquels on a mis une rondelle de cuir très résistant, c'est par l'appui de cette rondelle sur son siège en bronze que l'on empêche toute communication du béliet avec la colonne de refoulement ou avec le tuyau d'aspiration.

La tige est guidée entre deux presse-étoupes et son mouvement est produit par une came calée sur un arbre dont la rotation a lieu par deux roues d'angle ; l'une de ces roues est fixée sur l'arbre des volants.

Considérons une soupape de refoulement, par exemple ; l'ouverture de cette soupape se faisant librement, comme dans toute pompe ordinaire, lorsque le piston commence sa course, elle donne le libre passage à l'eau ; dans la seconde moitié de la course des pistons plongeurs et vers la fin, la tige de la soupape conduite par une came viendra s'approcher graduellement de son siège sur lequel elle appuiera complètement lorsque le piston aura achevé sa course ; cette disposition aura donc le grand avantage d'empêcher la soupape de retomber brusquement sur son siège, et tout en obtenant une fermeture absolue à la fin même du refoulement.

Dès la fermeture de la soupape de refoulement, le piston plongeur revient en arrière, l'eau aspirée passe par la soupape d'aspiration ouverte, et à la fin de la course, la came directrice de cette soupape fait appuyer comme pour celle du refoulement la rondelle de cuir sur son siège.

L'ouverture rapide de ces soupapes a été facilitée par l'adjonction de ressorts à boudin disposés comme l'indique la FIG. 3, PL. XX.

Le réglage des tiges de soupapes est le seul point délicat, on y arrive aisément à l'aide des écrous *a a*.

L'étanchéité d'une soupape est obtenue par la pression d'une rondelle de cuir spécial sur son siège en bronze ; s'il arrivait qu'un fragment de cuir d'appui se déchire, l'eau de la colonne, trouvant une issue, viendrait sous une pression de 30 kil. par centimètre carré tomber dans le réservoir d'aspiration des pompes au bélier et en briser les parois en fonte : pour prévenir un pareil accident dont les conséquences seraient l'arrêt prolongé de la machine, on a disposé une soupape de sûreté *A* communiquant par une tubulure avec la capacité inférieure du bélier.

Cette soupape, retenue par un très léger ressort, sert d'évacuation à cet excès de pression lorsqu'il y a une avarie aux cuirs, et le mécanicien ainsi prévenu arrête immédiatement.

C'est aussi par cet orifice que l'on introduit l'eau pour amorcer les pompes après un arrêt prolongé.

La visite des soupapes exigeait jadis la vidange complète de la colonne de refoulement, on a placé dernièrement sur cette colonne une cuvette que l'on ferme à chaque arrêt.

Appareil
de sûreté
pour le cas
d'une
rupture
de
la colonne
de
refoulement.

Du béliet part aussi un tuyau qui transmet sa pression à un petit piston dont la tige est garnie de poids calculés pour faire équilibre à la pression de 300 mètres qui agit sur la face au-dessous; cette tige porte un talon qui, en s'abaissant d'une certaine quantité pour le cas d'une rupture de tuyau, vient rencontrer un levier qui ferme immédiatement le papillon d'arrivée de vapeur.

On conçoit aisément que si une rupture se produisait dans la colonne de refoulement, la machine ne trouvant plus la même résistance ne tarderait pas à prendre une très grande vitesse, et avant que le mécanicien, qui le plus souvent est aux pompes, soit arrivé à sa manette pour fermer la vapeur, il pourrait se produire de graves avaries qui par ce dispositif ne peuvent avoir lieu.

Colonne
de
refoulement
(Pl. XXI).

La machine devant fournir 60 mètres cubes à l'heure à 48 tours par minute, le débit par seconde de la colonne est :

$$\frac{60.000}{60 \times 48} = 16^1,66$$

Pratiquement, la vitesse dans les tuyaux de refoulement ne dépasse jamais 1 mètre. En prenant un tuyau de 0^m,16 intérieur, nous aurons une vitesse de :

$$\frac{0^m,01666}{\text{Section } 0,02009} = 0^m,829$$

La hauteur comprise depuis le niveau d'aspiration jusqu'au sommet de la colonne de refoulement est de 300 mètres ; l'augmentation des charges provenant de la résistance due au frottement de l'eau dans les tuyaux est donnée par la formule

$$Z = \frac{4 L}{D} [\alpha v + \beta v^2]$$

dans laquelle :

Z = colonne d'eau de résistance en mètres.

L = longueur de la conduite = 300 mètres.

D = diamètre de la conduite = 0^m,160.

v vitesse moyenne que nous pouvons considérer comme uniforme = 0^m,829.

α = 0,00001733.

β = 0,0003483.

$$Z = \frac{4 \times 300}{0,16} [0,00001733 \times 0,829 + \beta \times 0,829^2]$$

$$Z = 1^m,903$$

La résistance totale est donc représentée par une colonne d'eau de 301^m,903.

Les colonnes de refoulement et de vapeur ont été placées sur un côté du puits, et parfaitement indépendantes du guidage.

La base des deux colonnes repose sur deux pièces à double T 300 larges ailes reliées par une pièce de chêne de $\frac{300}{300}$, le tout est encastré à 1 mètre dans le parement de chaque côté et pour en augmenter la solidité, nous avons ajouté au-dessous trois consoles.

Sur cette poutre armée repose une pièce en fonte (Fig. K, Pl. XXI) portant deux tubulures, l'inférieure pour le refoulement, l'autre pour la vapeur ; cette pièce est fixée par deux boulons de 50 sur la poutre.

Les tuyaux de refoulement sont de deux types :

1° A la partie inférieure sur 100 mètres de long.

Tuyaux en fonte ayant :

Longueur.	2 ^m ,50
Diamètre intérieur.	0 ^m ,16
Epaisseur.	30 ^{m/m}

Bout mâle . .	{	Hauteur.	5 ^m /m
		Epaisseur.	40
		Diamètre extérieur. .	210
Bout femelle.	{	Profondeur.	10
		Epaisseur.	50
		Diamètre intérieur. .	210

Ces tuyaux sont renforcés par deux épaulements venus de fonte.

Les 200 mètres de la colonne située au-dessus sont en fer ; les dimensions d'un tuyau sont les suivantes :

Longueur.	5 mètr.
Epaisseur.	10 ^m /m
Bout mâle . .	{ Hauteur. 5 ^m /m
	{ Epaisseur. 25 ^m /m
Bout femelle.	{ Profondeur. 10
	{ Epaisseur. 25 ^m /m

Les tuyaux sont vissés et mattés sur des brides en acier fondu percés de 6 trous, d'un diamètre de 22 millimètres.

Dans la cavité formée par le bout femelle, on loge une rondelle en caoutchouc de 25 millimètres de largeur, 10 millimètres d'épaisseur.

Diamètre intérieur, 160.

Division
de la colonne.

Afin de se réserver la facilité de changer un tuyau, refaire un joint, la colonne a été divisée en cinq tronçons de 60 mètres chacun.

Le premier tronçon repose sur la pièce d'appui, les quatre autres sur un support en fonte à ailettes (PL. XXI), directement soutenu par 2 double T de $\frac{160}{120}$ et de 12 millimètres d'épaisseur parfaitement encastrés et reposant eux-mêmes sur un double T de même dimension placé transversalement.

Au-dessous de ce tuyau-support, on place un tuyau en bronze qui pénètre dans un tuyau fonte muni d'une chambre à joint hydraulique.

C'est sous le collet de ce dernier tuyau que l'on place un collier en deux pièces portant deux œils très solides dans lesquels on passe deux boulons de 60 qui traversent par leur bout fileté le tuyau-support : à l'aide d'une grande clef, on agit sur les écrous et on peut ainsi monter chaque tronçon de colonne de 5 à 6 centimètres.

Tous les 2^m,50, à 0^m,18 au-dessous d'un joint, on a disposé tout le long du puits des double T de 160 encastés dans le parement et sur lesquels on a boulonné un collier en fer de $\frac{80}{20}$ de section laissant un centimètre de jeu tout autour du tuyau.

Calcul du diamètre de la conduite. — A 45 tours, la pompe doit monter 60 mètres cubes à l'heure ; cherchons la quantité de vapeur qui lui est nécessaire à cette vitesse maximum :

Volume de vapeur par seconde =

$$\left[\frac{3,14 \times 0,48^2}{4} \right] \times \frac{0,75 \times 2 \times 0,6 \times 45^4}{60} \quad 0^{\text{m}^3},1220$$

Ajoutons 5 p. % pour espaces nuisibles . . . 0 0060

Soit une consommation de. 0 1280

En prenant un tuyau de 0^m,11 de diamètre, la vitesse sera $v = \frac{0,128}{\frac{0,11^2 \times 3,14}{4}} = 13^{\text{m}},40$; cette vitesse n'est

pas très forte et dans les cas de marche ordinaire, c'est-à-dire vers 39 tours, nous n'aurons guère que 11^m,6 par seconde, chiffre très acceptable.

La perte de charge, pour une vitesse de 11^m,6, est

Colonne
de vapeur
(PL. XXI, FIG. J)

donnée par la formule $H - h = K + \frac{Llv^2}{x}$. Or K, coefficient pratique, a été trouvé égal à 0,0035, d'après des expériences faites à Portes, Rétry et Liège ; nous aurons :

363 l. total colonne de vapeur.

0,110 d. colonne de vapeur.

11,6 vitesse vapeur à 39 tours.

$$(H - h)^{m/m} = \frac{0,0035 \times 4 \times 363 \times 11,6^2}{0,110} = 6.216^{m/m} \text{ eau}$$

$$= 6^m, 216; \frac{6,216}{10,33} = 0^{\text{at}}, 6.$$

Nous verrons plus loin, aux essais décrits, que cette perte de pression a été vérifiée, ce qui justifie la valeur pratique du coefficient K que nous avons adopté.

Les parements du puits donnant beaucoup d'eau qu'il n'est pas possible de capter complètement, nous avons adopté, pour la colonne de vapeur, des tuyaux en fer recouverts de calorifuges.

Ces tuyaux (FIG. J, PL. XXI) ont pour dimensions :

100 mètres à la base.	{	Longueur	5 ^m
		Diamètre intérieur	110 ^{m/m}
		Epaisseur	8 ^{m/m}
		Diamètre bride . . .	250 (6 trous, boulons de 20)
200 mètres au-dessus.	{	Longueur	5 ^m
		Diamètre intérieur	110 ^{m/m}
		Epaisseur	6
		Mêmes brides.	

Le joint est une rondelle de caoutchouc-amiante de 110 intérieur, 25 de largeur et 3^{m/m} d'épaisseur.

Les brides sont en acier fondu, le tube est taraudé et maté, le joint plat est dressé ; cette bride porte un

deuxième collet qui sert à appuyer une couverture en tôle galvanisée embrassant le tuyau et dont les deux bouts sont maintenus par deux cornières mises en contact par de petits boulons.

La colonne est revêtue de trois systèmes de calorifuges embrassant chacun 100 mètres.

Enduits
calorifuges.

- | | | |
|---|---|---|
| 1 ^{ers} 100 ^m
à la base. | { | 1° Carton-amianté recouvrant le tuyau ;
2° Rondelle de liège système Bourdon ;
3° Toile gommée ;
4° Petites rondelles en sapin servant
d'appui à une tôle galvanisée ;
5° Matelas d'air protégé par la tôle galvanisée |
| 2 ^e tronçon
(100 ^m). | { | 1° Carton-amianté sur le tuyau ;
2° Feutre en plaques de 2 centimètres
d'épaisseur ;
3° Toile à voile fixée par des fils de fer
galvanisés ;
4° Matelas d'air ;
5° Tôle galvanisée. |
| 3 ^e tronçon
(100 ^m). | { | 1° Carton-amianté sur le tuyau ;
2° Lame feutre avec ressort conduite ex-
térieure d'un carton bitumé ;
3° Matelas d'air ;
4° Tôle galvanisée. |

Les brides sont protégées par des chapeaux en zinc, les boulons et écrous employés au serrage des joints sont en fer galvanisé.

La distance d'axe en axe des deux colonnes est de 0^m,700.

La colonne de vapeur est aussi divisée en cinq tronçons, les joints compensateurs sont des stuffing-boxes dont le bout mâle est en bronze ; la garniture en est faite

avec de la tresse amiante de 30 ^m/_m de diamètre imbibée de suif; il y a quatre stuffing-box.

La base de la colonne de vapeur repose sur le support en fonte par un tuyau à tubulures amenant la vapeur au papillon de la machine par une colonnade en fonte, munie d'une cuvette, d'un tuyau de dilatation en cuivre et de deux purgeurs décrits plus haut.

Les barres transversales double T, placées dans le puits à 2^m,50 d'axe en axe, sont percées de trous pour pouvoir y fixer des plateaux qui protégeront la colonne contre la chute des pierres qui pourraient se détacher des parements du puits.

Renseignements
divers.
Devis
de
l'installation.

L'installation des colonnes dans le puits non maçonné a demandé beaucoup de temps, car il ne fallait pas entraver les services de l'extraction et de l'épuisement; les excavations diverses qui ont été de 2.200 mètres cubes environ ont demandé beaucoup de soins à cause de la proximité du puits; c'est grâce à une surveillance de tous les instants que ce travail a été mené à bien sans aucun accident.

Les dépenses diverses ayant trait à l'installation peuvent se résumer de la façon suivante :

Salle de la machine	{ excavations	22.000	»
et réservoirs	{ maçonneries, etc . .	25.000	»
Pompe. .	{ moteur	35.448	»
	{ montage	2.000	»
Colonnes d'eau et vapeur	{ main-d'œuvre.	5.000	»
calorifuges, etc.	{ tuyaux	37.000	»
Total.		96.448	»

Rendement
de
la pompe.

Le rendement en eau élevée suivant les vitesses a varié de 88 à 92 p. ‰; c'est de 34 à 38 tours que le rendement paraît maximum.

Un essai pour une vitesse de 38^t,8 par minute a donné 51.500 litres dans 60 minutes.

Dimensions des corps de pompe, diamètre. . . 0,145

Course 0,75

Capacité d'un corps de pompe $\frac{0,145^2}{4} \times 0,75 = 12^t,36$

Deux corps de pompe $12,36 \times 2 = 24^t,72$

Volume théorique à 38^t,8 par minute et par heure,
 $38^t,8 \times 24^t,75 \times 60 = 57.618$ litres.

Rendement $\frac{51.500}{57.618} = 0,893 = 89,3 \text{ p. } \%$.

	15 novembre.	11 mai.	
Température au manomètre	30°	34°	Températures.
— au béliet	25	28	
— de l'air entrant gr ^{de} galerie.	21	24	
— l'eau entrant au réservoir.	19	21	
— l'eau à l'aspiration des pompes	25	29	

Travail de la pompe en eau élevée à 39 tours.

$$T = \frac{300 \times 0,893 \times 24,75 \times 39}{60 \times 75} = 57^{\text{ch}},5$$

Pression effective de la vapeur aux chaudières. 3^k,75

— — au fond. 3 20

(1) Perte de pression. 0 55

Condensation par heure, 230 à 280 kilog.

La quantité d'eau condensée varie de 18 à 23 p. % de la quantité totale.

Surface extérieure des tuyaux de vapeur 141^{m²},450, soit 1^k,625 à 1^k,979 par mètre carré de surface et par heure (il coule le long des parois du puits 6 mètres cubes à l'heure).

(1) Cette perte ramène à 0,0031 le coefficient K de la formule de perte de charge.

Consommation de charbon aux chaudières, 270 kilog. à l'heure, soit 4^k,5 par cheval et heure en eau élevée ; les combustibles employés sont très sales, leur teneur varie de 35 à 50 p. % de cendres.

La force motrice est obtenue au moyen de chaudières du type à un bouilleur ayant 50 mètres carrés de surface de chauffe.

Gagnières, 12 octobre 1891.

BASSIN HOILLER DE CARMAUX-ALBI

Par M. JULES LAROMIGUIÈRE,

ingénieur civil des Mines.

Préliminaires. — Le bassin de Carmaux-Albi fait partie de ce groupe important de bassins, situés au Sud du plateau central.

Malgré les travaux de mines que l'on poursuit à Carmaux depuis très longtemps, et les sondages que l'on a faits autour de la concession de 1852 à 1886, ce bassin est peu connu. Cela tient : d'une part, à ce que les sondages placés dans l'axe du dépôt houiller, ou à l'Ouest de cette ligne, sont trop peu nombreux, et, d'autre part, à ce que les exploitants de Carmaux n'ont jamais eu besoin, grâce à la richesse de leurs couches, d'étendre bien loin les recherches pour suffire à l'extraction ou assurer les réserves de l'avenir.

Mais, d'ici à peu d'années, on peut compter, je crois, sur une connaissance plus approfondie du bassin ; car, pendant que la Société d'Albi continue ses recherches au Sud, la Société de Carmaux en commence de sérieuses à l'Ouest et développe de plus en plus le champ de ses travaux souterrains.

Quoi qu'il en soit, nous avons pensé que, sans attendre jusque-là, il pouvait être intéressant, pour les membres de la Société de connaître ce que l'on sait aujourd'hui sur le bassin (PL. XXII, FIG. 1).

Terrain houiller. — Le terrain houiller affleure à Carmaux seulement, et, encore, sur une minime partie de la concession ; il y occupe à peine un kilomètre carré et s'y manifeste par une alternance de grès, de schistes,

de poudingues et même de charbon, comme on peut l'observer, au Nord-Ouest, dans le ruisseau de Vendailles, où il repose directement sur les terrains anciens.

Sauf à l'Est de Carmaux et au Nord-Ouest, où il est limité par ces terrains, il est partout recouvert par les formations plus récentes du permien et du tertiaire.

Terrains anciens. — Les terrains anciens sont composés de gneiss et de micaschistes, orientés sensiblement Nord-Sud. Dans le ruisseau de Vendailles, les micaschistes ont une plongée vers l'Est; à l'Est de Carmaux, une inclinaison vers l'Ouest.

A Rozières, les micaschistes renferment un filon de silicate de cuivre, orienté N. 30° O., qui, dans le temps, a été exploité, et a donné lieu, alors, à des travaux par puits et galeries qui sont aujourd'hui noyés et que l'on aurait, d'ailleurs, de la peine à reprendre, parce que l'importance du gisement ne serait plus en rapport avec les dépenses sur lesquelles il faudrait compter.

Permien. — A l'Ouest de Carmaux, se montre un ensemble de grès, de schistes argileux et de poudingues diversement colorés et dirigés environ Nord-Ouest Sud-Est, qu'il convient de rapporter au permien.

Les poudingues quartzeux, qui constituent la base de cette formation, reposent, au moulin de la Vaysse et à la Bastidette, directement sur les micaschistes.

Tertiaire. — Le terrain tertiaire est très étendu autour de Carmaux; il y recouvre la majeure partie du terrain houiller et occupe même presque tout le périmètre des deux concessions de Carmaux et d'Albi.

Il appartient à l'éocène supérieur et se compose de deux étages :

1° L'inférieur est constitué par une alternance d'assises de marnes argileuses ou sableuses, grises, vertes ou rouges; de sables gris ou jaunâtres et de graviers. L'épaisseur de cet étage est assez variable; elle est à peine de 40 mètres au puits de Sainte-Barbe, mais elle augmente beaucoup en allant vers le Sud, et atteint 150 mètres aux puits du Camp-Grand. Il y a lieu de remarquer ici : que tous les puits de Carmaux ont trouvé le tertiaire reposant directement sur les grès houillers, tandis que ceux de la concession d'Albi ont révélé l'existence d'un banc de poudingue manganésifère de 0,50 d'épaisseur entre le tertiaire et les grès houillers;

2° Le supérieur est formé de couches de calcaire plus ou moins marneux, et de grès, tantôt marneux, tantôt siliceux.

Ce calcaire est utilisé pour faire de la chaux qui sert non seulement pour la construction, mais encore et surtout pour le chaulage des terres siliceuses. Cette pratique du chaulage (1) est fort ancienne à Carmaux et dans les environs. C'est à elle qu'il faut attribuer cette heureuse transformation de landes incultes et sans prix en terres fertiles et de grande valeur.

Composition du terrain houiller.

1° *Partie stérile.* — La partie pauvre du terrain houiller, dont l'épaisseur est assez considérable, se compose d'une alternance d'assises de grès, de poudingues et de schistes, renfermant une assez grande quantité d'empreintes végétales, qui ont permis à M. Grand'Eury de classer l'assise houillère de Car-

(1) Mémoire de M. Boisse, *Bulletin de la Société d'agriculture de l'Aveyron*.

maux dans la zone des fougères de Saxe, c'est-à-dire dans la première moitié du terrain houiller supérieur.

Les grès sont à grains plus ou moins gros; mais ceux à grains fins sont les plus nombreux; ils sont de couleur grise et généralement assez micacés.

Les schistes sont noirs ou gris, tantôt argileux et doux au toucher; tantôt sablonneux et micacés. Comme les grès, ils renferment fréquemment des veinules de charbons.

Observons ici que l'épaisseur totale des grès est bien supérieure à celle des schistes.

2^o *Partie riche*. — La partie riche comprend un faisceau de six couches, désignées par les premières lettres de l'alphabet (Fig. 3).

Voici, du reste, la nomenclature de ces couches en allant du toit au mur, et la coupe de chacune d'elles :

Veine A.....	{	Charbon un peu schisteux.....	1 ^m ,20	
		Schistes.....	2 ^m ,00	
		Très bon charbon.....	2 ^m ,50	
Schistes, grès et poudingues.....			10 à 12 ^m	
Veine B.....	{	Bon charbon.....	1 ^m ,00	
		Schistes.....	0 ^m ,30	
		Bon charbon.....	1 ^m ,00	
Schistes et grès.....			30 à 35 ^m	
Veine C.....	{	Bon charbon.....	0 ^m ,80	
		Schistes.....	0 ^m ,40	
		Bon charbon.....	2 ^m ,40	
Schistes et grès.....			30 ^m	
Veine double.	{	Veine D....	Bon charbon.....	0 ^m ,80
			Schistes.....	0 ^m ,20
			Bon charbon.....	1 ^m ,70
		Entre-deux..	Charbon schisteux.....	2 ^m ,00
		Veine F....	Bon charbon.....	2 ^m ,80
Schistes, grès et poudingues ..			25 ^m	
Veine E.....	Très bon charbon.....		2 ^m ,80	

Soit, en tout, une hauteur de 15 mètres de houille grasse et flambante de première qualité et 3^m,20 de charbon schisteux, mais encore fort utilisable.

Tous ces charbons (1) de bonne qualité sont également propres aux différentes sortes de chauffage, ainsi qu'à la fabrication des agglomérés, du coke et du gaz d'éclairage. A l'analyse ils donnent :

Coke.....	64 p. %
Matières volatiles.....	28 p. %
Cendres.....	8 p. %

Et, d'après les essais faits au laboratoire de l'usine à gaz de Toulouse, on peut admettre que mille kilog. de charbon rendent :

151 kilog.	de gaz normal d'éclairage.
45 —	de goudron.
120 —	de coke anhydre.
84 —	d'eau ammoniacale.

Horizons distinctifs des couches. — A part les indications générales, qui aident à différencier ces couches les unes des autres, les mineurs sont encore guidés par certains horizons géologiques, d'ailleurs très caractéristiques pour chaque veine. C'est ainsi qu'ils peuvent reconnaître : la veine A, à son *acerou*, ou filet de carbonate de fer de 4 ou 5 centimètres d'épaisseur, qui coupe le banc du mur; la veine B, à son lit de grès schisteux noir et très lourd, de 0,25 de puissance, intercalé dans le charbon et presque à égale distance du toit et du mur; la veine C, à une assise de grès gris de 0,40 d'épaisseur, placé à 0,80 environ du toit; la veine double à son entre-deux, et la veine E à son toit de poudingue

(1) Les houilles de Carmaux, en raison de leur excellente qualité, trouvent un écoulement facile. Le périmètre de vente embrasse la majeure partie des départements du Sud-Ouest et s'étend même en Espagne.

ou *gratte*, souvent séparé du charbon pour un faux toit de schiste.

Bassin houiller. — Le bassin houiller a une orientation générale sensiblement Nord-Sud (Pl. XXII, Fig. 2).

Sa largeur reconnue n'est pas très grande, elle atteint à peine 1.800 à 2.000 mètres ; mais, en revanche, sa longueur est fort considérable.

Il part de la Massié et s'étend fort loin vers le Sud, où il va se souder au dépôt houiller découvert par M. l'Ingénieur Grand, au Nord d'Albi.

Sur la partie de son parcours, comprise dans la concession de Carmaux, l'assise houillère est fréquemment coupée par une série de failles transversales à la direction et qui la divisent en un grand nombre de parties, ou manches, suivant l'expression usitée dans le pays. Ces manches sont tantôt élevées, tantôt abaissées ; elles constituent, pour ainsi dire, une suite de gradins montants ou descendants, qui atteignent parfois une grande hauteur et ont chacun leur pendage propre.

Rivage Nord. — La coupe (Fig. 3) en long (1) nous montre comment les couches sont relevées vers le Nord, où elles vont buter contre les micaschistes, qui constituent le rivage fermant le bassin de ce côté.

Elle nous donne aussi une idée bien exacte du jeu de ces différentes failles sur l'assise houillère et nous laisse pressentir le mode de jonction des couches de la Tronqué avec celles de Camp-Grand, après une suite de failles semblables.

(1) M. Humblot, directeur des mines de Carmaux, a bien voulu me délivrer cette coupe et me fournir quelques renseignements généraux sur le bassin : je lui offre, ici, tous mes remerciements.

Rivage Est. — De même, des coupes en travers orientées Est-Ouest nous feraient voir que les couches sont relevées vers l'Est, où elles reposent sur les mica-schistes, qui forment le rivage oriental du bassin. Ces micaschistes, comme le dit M. Bergeron (1), ont dû être relevés, avec les terrains qui les recouvrent, par une faille postérieure à l'éocène.

Rivage Ouest. — Du côté de l'Ouest, les frontières sont restées longtemps inconnues ; aussi, admettait-on volontiers, avec Dufrenoy, que le bassin devait se prolonger dans ce sens. Mais, depuis quelques années, les galeries souterraines ont rencontré en cinq points différents (D, D, D, D, D, FIG. 2), des assises d'amphibolite plongeant vers l'Est, et sur lesquelles s'appuie le dépôt houiller, ce qui laisserait supposer que le rivage occidental est plus près qu'on ne l'avait d'abord pensé. — En tout cas, le sondage que fait en ce moment la Compagnie des mines, au Sud de Valarens (FIG. 1), élucidera certainement la question.

Mais, en attendant, on peut admettre, avec M. Bergeron, que c'est par une faille anté-houillère que cette amphibolite a apparu un jour pour y former le relief contre lequel est venu se déposer le terrain houiller.

Après ça, il serait fort intéressant d'étudier le mode de remplissage de la vallée de Carmaux et d'essayer de retrouver les bassins hydrographiques qui ont pu contribuer à la constitution du terrain houiller. Mais, comme une pareille recherche ne peut être faite que sur place, souhaitons qu'un des ingénieurs du bassin puisse un jour s'y consacrer et arriver à nous

(1) Dans son intéressant ouvrage : *Du massif ancien, situé au Sud du plateau central. Annales des sciences géologiques*, t. XXII.

expliquer comment s'est formé le dépôt carbonifère de Carmaux (1).

**Résumé succinct concernant la Compagnie des mines
de Carmaux, ses puits et ses ateliers.**

A l'origine, les têtes des couches, qui se trouvaient près du jour, furent déhouillées par les habitants de Carmaux, qui y puisaient le charbon dont ils avaient besoin.

Plus tard, en 1752, M. de Solages obtint un droit de concession qui, successivement prolongé, finit par devenir perpétuel en 1810. M. de Solages, ou ses héritiers, usèrent de ce droit jusqu'en 1856 ; mais, à cette époque, ils le cédèrent à une Société en commandite qui se transforma, quatre ans plus tard, le 20 mai 1860, en Société anonyme, au capital de dix-sept millions quatre cent mille francs représentant 23.200 parts.

De 1752 à 1860, un très grand nombre de puits furent creusés pour exploiter le gisement à des profondeurs moyennes. La plupart de ces fosses furent successivement abandonnées et pour des causes diverses ; de sorte qu'il ne restait plus, en 1860, que cinq puits et une galerie inclinée sortant au jour, pour répondre aux besoins de l'extraction, qui était alors de 110.000 tonnes.

A partir de cette époque, comme on avait en vue un accroissement considérable de l'extraction et qu'on allait d'ailleurs chercher le charbon à une bien grande profondeur, on fut amené, pour ne pas augmenter le nombre des fosses, à perfectionner les moyens d'extrac-

(1) La marche à suivre a été très clairement indiquée par M. Henri Fayol, dans son remarquable travail sur Commentry. (Voir *Bulletin de la Société de l'Industrie minérale*, tome XV, 2^e série.)

tion ; les puits furent guidés (1) et armés de puissantes machines.

Mais cette tendance à produire beaucoup ne devint réellement manifeste qu'après 1871, quand la hausse se produisit sur tous les combustibles. C'est à dater de ce moment, en effet, que l'extraction augmente d'une façon sensible tous les ans et finit par devenir, en 1891, le quadruple de ce qu'elle était en 1871.

Voici, du reste, un tableau qui montre bien cette progression toujours croissante :

1871	127.000 tonnes.
1875	240.000 —
1880	306.230 —
1885	333.170 —
1890	518.520 —

La production est aujourd'hui assurée par trois centres d'extraction : Sainte-Barbe, la Grillatié et la Tronquié (Fig. 2). Chacun de ces centres, qui nécessite une force de quatre cents chevaux, comporte :

1° Deux fosses placées à peu de distance l'une de l'autre. La première est utilisée pour l'extraction du charbon et de l'eau ; et la seconde sert à l'introduction des remblais, à l'aérage et autres services.

2° Un atelier de criblage pouvant passer 100 tonnes à l'heure et suffisant très largement, par conséquent, au classement de tous les charbons sortis.

3° Un ventilateur de 4 mètres de diamètre assurant amplement l'aérage des travaux souterrains.

4° Une chambre de compresseurs d'air produisant la force nécessaire pour actionner les perforatrices et les petits treuils des exploitations en vallée.

(1) J'ai fait connaître, dans le *Bulletin*, 1^{re} série, tome XII, le mode de guidage employé.

Un embranchement de chemin de fer, à voie normale, relie ces différents centres : d'une part, à la gare de Carmaux et, d'autre part, aux ateliers de lavage, d'agglomération et de carbonisation, que possède la Compagnie et qu'elle a, d'ailleurs, très bien aménagés.

L'atelier de lavage, composé de dix-huit lavoirs, simples ou doubles, peut donner 450 à 500 tonnes de charbons lavés par jour.

L'usine d'agglomération renferme quatre presses, dont deux du système Middleton, produisant 7 tonnes par heure, et deux du système Biérix, fournissant 18 tonnes. Ces quatre presses réunies assurent une production totale de 26 tonnes d'agglomérés par heure de travail.

L'atelier de carbonisation comprend 74 fours fournissant un rendement de 296 tonnes par 48 heures.

Ces différentes usines ont été successivement améliorées et mises en harmonie avec les progrès réalisés à ce jour.

Il en a été de même des méthodes d'exploitation, qui aujourd'hui peuvent être ramenées aux deux types suivants : Tranches horizontales et fronts montants. On applique l'une ou l'autre de ces méthodes, suivant que la pente est supérieure ou inférieure à 0,20.

Enfin, dans un autre ordre d'idées, la Compagnie a réorganisé, en 1886, la Société de secours des 2.400 ouvriers qu'elle occupe. Cette Société comprend actuellement :

1° Une caisse de maladie, alimentée par une retenue de 2 p. % sur les salaires.

2° Une caisse d'accidents dont les fonds sont entièrement faits par la Compagnie des mines.

3° Une caisse de retraites, entretenue par un prélèvement de 3,50 p. % sur les salaires, le produit des

amendes et une subvention de 1 p. %, fournie par la Compagnie.

En dehors de cette Société, la Compagnie des mines donne à tous ses ouvriers le chauffage gratuit et prend encore à sa charge le service médical et celui des écoles.

Sondage de Valarens. — Comme nous l'avons dit ci-dessus, l'extraction a été déjà bien forte en 1891, puisqu'elle a atteint le chiffre de 518.520 tonnes ; mais il paraît que l'intention des exploitants est de la forcer encore et de la porter à 550 ou 600.000 tonnes. — Ils font donc acte de sage prévoyance en cherchant à reconnaître, par le sondage de Valarens (Fig. 1), la partie ouest du bassin recouverte par le permien.

Sans doute, on peut se demander si le point choisi pour établir ce sondage n'est pas un peu trop au Nord, et s'il n'eût pas été mieux de le placer plus au Sud-Ouest, malgré l'excédent de dépenses qu'aurait certainement provoqué cette seconde position. Quoi qu'il en soit, on doit louer la Direction de l'excellente résolution qu'elle a prise d'étendre le champ de ses investigations dans le sens de la largeur du bassin, car il est certain que des recherches heureuses sur ce point augmenteraient singulièrement l'importance de la vallée houillère.

Recherches autour de la concession de Carmaux.

1^o Recherches avant 1881. — De 1852 à 1866, il fut pratiqué, autour de la concession de Carmaux, une série de sondages que j'ai indiqués sur la Pl. XXII, Fig. 1, par la date d'exécution de chacun d'eux ; mais aucune de ces recherches ne trouva le charbon.

Voici la coupe des trois derniers sondages :

Sondage du moulin de la Farrieyre (1865), commencé et arrêté sur le permien.	{ Permien.....	370 ^m
Sondage de Saint-Jean-le-Froid, 1865.	{ Tertiaire.....	55 ^m
	{ Permien.....	120 ^m
	{ Houiller.....	50 ^m
	{ Amphibolite.....	25 ^m
Sondage de Sainte-Martiane, 1863.	{ Tertiaire.....	80 ^m
	{ Micascistes.....	»

2^o *Recherches de la Société des mines d'Albi.* — Plus tard, vers 1881, M. Grand, profitant des indications précieuses que ces sondages avaient données, quant à la détermination des rivages probables du bassin vers le Sud, sut en tirer tout le parti possible pour pratiquer utilement de nouvelles recherches et arriver à découvrir le prolongement, si longtemps désiré, du dépôt houiller.

Je dois à son amitié un ensemble de renseignements dont je suis heureux de le remercier ici.

De 1882 à 1886, M. Grand a fait, pour le compte de la Compagnie des mines d'Albi, quatre sondages : l'un, à Camp-Grand, de 330 mètres de profondeur ; l'autre, à Saint-Quentin, de 235 mètres ; le troisième, à l'Arbonne, de 95 mètres ; et le quatrième, à la Mausélie, de 137 mètres.

Voici, du reste, quelle est la coupe de ces divers sondages :

Sondage du Camp-Grand, 1882-1885.

Calcaire d'eau douce.....	80	} 153
Marnes, sables, graviers.....	75 50	
Pondingue manganésifère.....	0 50	
Grès et schistes houillers.....		30 75
Première couche charbon à 183 ^m ,75.....		1 75
Schistes.....		1 30
Deuxième couche charbon à 186 ^m ,80.....		0 55
Grès et schistes houillers.....		37 95
Troisième couche rencontrée à 225 ^m ,30.....		5 85
Grès et schistes.....		34 10

Quatrième couche rencontrée à 265 ^m ,25....	14 50
Brouillage de grès et de schistes.....	2 25
Grès schisteux et grès.....	28 00
6 ^e couche charbon schisteux à 342 ^m	4 00
Grès schisteux et grès.....	14 00

Sondage de Saint-Quentin, 1883-1884.

Tertiaire.....	75
Grès et schistes permien.....	70
Grès houillers.....	90
Amphibolite.....	»

Sondages de l'Arbonne, janvier 1884, juillet 1884.

Tertiaire.....	95
Gneiss.....	»

Sondage de la Maurélie, juin 1885, novembre 1885.

Tertiaire.....	110
Grès et schistes houillers altérés.....	27
Micaschistes.....	»

A la suite de ces recherches et des résultats acquis par le sondage de Camp-Grand, une concession fut accordée à la Société des mines d'Albi par décret présidentiel du 12 octobre 1886.

Cette Société commença, en 1887, un puits de 3^m,10 de diamètre sur le trou de sonde de Camp-Grand. Le travail présenta tout d'abord quelques difficultés pour franchir un banc de sable aquifère ; mais ces difficultés furent heureusement résolues, et, aujourd'hui, ce puits est à 275 mètres de profondeur.

Il a confirmé les résultats donnés par le sondage, à cette différence près que la couche de 14^m,50, que l'on traverse en ce moment, aura son épaisseur réduite à 10 ou 11 mètres.

Un second puits a été établi à une faible distance du premier ; ce puits est destiné à l'aérage des futurs travaux. Sa profondeur à ce jour est de 100 mètres.

La houille des couches que le puits a traversées est,

comme celle de Carmaux, grasse et flambante ; elle donne à l'incinération de 7 à 8 p. % de cendres.

Conclusions. — Récapitulant à présent une partie des renseignements que nous avons donnés dans le cours de cette notice, nous voyons (Fig. 1) : que les rivages Nord et Est du bassin, qui sont constitués par des gneiss et des micaschistes, sont nettement accusés depuis le ruisseau de Vendeilles, jusqu'à l'Arbonne.

Nous voyons également que la présence de l'amphibolite a été constatée : non seulement par les trois galeries souterraines dirigées vers l'Ouest, dont il a été question déjà, mais encore par le sondage de Saint-Jean-le-Froid ; par conséquent, le rivage possible de l'Ouest semble encore assez bien indiqué depuis Vendeilles jusqu'à Saint-Jean-le-Froid.

Nous serions donc fondés à conclure que le bassin de Carmaux-Albi n'a pas une largeur supérieure à 2 kilomètres. Mais comme, d'autre part, il y a bien des raisons pour supposer, avec Dufrenoy, Burat et M. Bergeron que le bassin peut s'étendre vers l'Ouest et dépasser cette limite de Vendeilles à Saint-Jean-le-Froid, au moins dans la concession de Carmaux, il me paraît assez naturel de laisser à la Compagnie des mines le soin de déterminer laquelle de ces deux hypothèses est la vraie. C'est elle seule, en effet, qui pourra fixer bien exactement la position du rivage occidental, quand elle aura terminé l'ensemble des recherches qu'elle exécute actuellement dans la région de Valarens.

Au Sud, la vallée houillère paraît se prolonger assez loin, mais il ne nous est pas possible de dire, quant à présent, jusqu'où elle arrive vers Albi. Les renseignements fournis par les sondages faits au midi de la concession de Carmaux sont, en effet, trop

insuffisants pour nous permettre de fixer la position du rivage Sud. Aussi, tant que de nouveaux sondages, placés sur la ligne d'axe du dépôt houiller, entre Saint-Quentin et la Maurélie, en dessous de Camp-Grand, n'auront pas accusé la présence des terrains anciens dans cette région, nous admettrons que le bassin reste ouvert vers le Sud.

Quoi qu'il en soit, d'ailleurs, le bassin de Carmaux-Albi, tel qu'il est, constitue une fort belle richesse houillère. L'étendue de son périmètre, l'ensemble de ses couches et la qualité de ses charbons, en font un des meilleurs parmi les bassins du Midi de la France.

RÉSUMÉ DES CONCLUSIONS DU RAPPORT FINAL

DE LA

COMMISSION AUTRICHIENNE DU GRISOU

Traduction de M. RENÉ GREY, Conseiller des mines
de Son Excellence le Comte Larisch von Mönich, à Karwin
(Silésie autrichienne).

PRÉFACE

La Commission autrichienne du grisou, nommée le 11 juin 1885, par décret de M. le Ministre des Travaux publics, comte de Falkenhayn, a terminé ses travaux le 31 décembre 1890, et le rapport final du Comité central a paru il y a quelques mois seulement.

J'ai pensé qu'il serait utile et intéressant pour tous ceux de mes collègues qui n'ont pas pu suivre, en allemand, la description des divers travaux élaborés par cette Commission, d'avoir au moins une traduction du résumé et des propositions finales publiés par les soins du Comité central, et j'ai entrepris ce travail, que je porte aujourd'hui à leur connaissance, convaincu qu'il sera lu avec intérêt par tous les ingénieurs appelés à diriger des mines grisouteuses et obligés, par suite, de combattre sans trêve ni repos notre vrai ennemi héréditaire (*Erbfeind* !), c'est-à-dire le grisou.

Personne n'a oublié les terribles épreuves que l'année 1885 a réservées à un grand nombre d'exploitants de mines de houille ; si mes souvenirs sont fidèles, 15 explosions de grisou ont exercé pendant cette même année leurs ravages dans les mines de l'ancien et du nouveau monde, et, pour ne citer que celles qui ont eu

un retentissement particulièrement douloureux, je mentionnerai les explosions de : Karwin, 6 mars ; Saarbrück (Camphaüser), 18 mars ; Dombrau, 27 mars ; Clifton-Hall, 18 juin ; et Szekul, dans le Banat, 29 octobre.

Après les explosions de Karwin (109 victimes) et de Dombrau (59 victimes), ces deux mines étant dans la Silésie autrichienne, le gouvernement s'est ému et a ordonné la nomination d'une Commission, en vue d'étudier et de rechercher les moyens et précautions à prendre pour éviter ou amoindrir les explosions de grisou.

Cette Commission, ainsi que je l'ai dit, a été instituée par décret du 11 juin 1885 ; elle se composait d'un Comité central, siégeant à Vienne, et de deux Comités régionaux, siégeant : l'un à Mährisch-Ostrau, pour le bassin d'Ostrau-Karwin, et l'autre à Rossitz, pour le bassin de Rossitz-Oslawan.

Je n'ai pas l'intention de relater ici les nombreuses expériences qui ont été faites par le Comité du district d'Ostrau, dont j'avais l'honneur de faire partie, car cela sortirait du cadre que je me suis tracé ; je ne puis même pas donner dans son entier la traduction du rapport final du Comité central, ce qui m'entraînerait encore trop loin ; je vais donc me borner à donner, aussi fidèlement que possible, la traduction *du résumé* du rapport final et des propositions qui en ont été la conséquence.

Ce résumé comprend : une introduction et sept chapitres principaux, comprenant eux-mêmes des subdivisions, que je vais traduire sans retard, ce qui précède expliquant suffisamment le but que je me suis proposé.

INTRODUCTION

L'étude à laquelle on a soumis toutes les mines de houille de l'empire d'Autriche a montré que les conditions dans lesquelles se trouvent ces mines sont essentiellement différentes.

Les mines officiellement reconnues comme *mines à grisou* sont celles du bassin d'Ostrau-Karwin, puis viennent celles de Rossitz qui, à la vérité, n'ont que des dégagements insignifiants de grisou, mais qui, par contre, possèdent des poussières charbonneuses excessivement dangereuses. Après, viennent les mines de Bohême qui sont, pour la plupart, très pauvres en grisou, et enfin celles de la région des Alpes (Alpes tyroliennes, styriennes et carinthiennes).

Il est, par suite, très difficile de former un *groupe unique*, sous le nom de *mines à grisou*, avec toutes celles dans lesquelles on aura pu constater la présence du grisou, et de leur imposer un règlement et des mesures préventives qui soient uniques pour toutes ces mines.

Sous le nom de *mines à grisou* sont comprises, en général, celles dans lesquelles le gaz se dégage continuellement et depuis longtemps, ne serait-ce que dans certains quartiers de la mine (1).

Les analyses faites, en Autriche, sur les courants d'air des mines qu'on a étudiées, ont montré que, dans la plupart de ces mines, le courant de sortie d'air contenait CH_4 , ce qui tend à prouver un dégagement

(1) La Commission prussienne du grisou a reconnu comme telles celles dans lesquelles le grisou s'est dégagé dans les deux dernières années ayant précédé les travaux de la Commission.

continu, quoique aussi minime qu'on le voudra. Mais cependant, parce qu'il est impossible de prévoir et d'estimer à l'avance le degré de danger que de tels dégagements de gaz peuvent présenter, il ne serait pas prudent de retrancher ces mines complètement de la catégorie des *mines à grisou*, et, d'un autre côté, il ne serait pas juste de leur appliquer les règlements sévères qui concernent les mines vraiment reconnues comme mines à grisou.

Pour ces motifs, il est donc recommandable de diviser les mines à grisou en différentes classes, d'après le degré de danger qu'elles présentent.

1. — Classification des mines à grisou.

Dès le début de son entrée en fonction, le Comité central a recommandé la classification des mines à grisou en mines contenant *peu*, *moyennement* et *beaucoup* de grisou, et basé sur ce classement le *projet d'un règlement provisoire concernant l'exploitation de ces mêmes mines*.

On ne peut pas disconvenir que, pour classer les mines à grisou d'après le degré de danger qu'elles peuvent présenter, un point d'appui sérieux fait souvent défaut, parce que, pour cela, il ne faut pas seulement tenir compte des dégagements de CH_4 , mais encore de la manière dont ces dégagements se produisent (sous forme de soufflards, de dégagements continus, etc.), puis des dégagements d'acide carbonique et de la production des poussières charbonneuses.

Mais lorsqu'on examine tous ces divers facteurs qui concourent à déterminer le degré de danger d'une mine à grisou, il est très difficile de taxer exactement l'importance de chacun d'eux.

C'est pourquoi le Comité du district d'Ostrau, lors de la classification des mines du bassin d'Ostrau-Karwin, avait proposé un mode de classement d'après lequel, à côté des circonstances locales de chaque mine en particulier, on tenait surtout compte de la *teneur en CH_4 et CO_2 du courant de sortie d'air*, toutes les mines étant ramenées à des conditions moyennes identiques d'aérage (2 mètres cubes d'air par homme et par minute, ou $1^{\text{m}^3},500$ d'air par minute et par tonne de charbon extrait en 24 heures). De cette manière, on obtient la classification suivante :

- a I. — Classe des *mines contenant peu de grisou* ; ce sont celles pour lesquelles la teneur en ($\text{CH}_4 + \text{CO}_2$) du courant de sortie d'air reste en dessous de 1 p. $\%$.
- b II. — Classe des *mines contenant moyennement de grisou* ; ce sont celles dans lesquelles la même teneur varie entre 1 et 2 p. $\%$; et enfin :
- c III. — Classe des *mines contenant beaucoup de grisou* ; ce sont celles où la teneur en gaz dépasse 2 p. $\%$.

Sous ces conditions de classement, on obtient la série suivante :

A. — MINES A GRISOU DU BASSIN D'OSTRAU-KARWIN

1^{re} classe. — *Mines avec peu de grisou* : teneur en gaz calculée pour un aérage identique de 2 mètres cubes par homme et par minute, ou de $1^{\text{m}^3},500$ par minute et par tonne de charbon extraite en 24 heures ($\text{CH}_4 + \text{CO}_2$).

1. Puits Emma-Michael, à Polnisch-Ostrau	0,459 p. $\%$.
2. — Joseph, à Polnisch-Ostrau	0,605 —
3. — de la Trinité, à Polnisch-Ostrau	0,705 —
4. — Eugène, à Peterswald	0,906 —
5. — Thérèse, à Polnisch-Ostrau	0,913 —
6. — Johann, à Polnisch-Ostrau	0,921 —
7. — Henri, à Mährisch-Ostrau	0,828 —
8. — Jean-Marie, à Polnisch-Ostrau	0,644 —

2^e classe. — *Mines avec moyennement de grisou.*

1. Puits Caroline et Salomon, à Mährisch-Ostrau.	1,068 p. $\%$.
2. — Albert, à Peterswald	0,879 —

3. — François, à Privoz.....	1,353	—
4. — Hermenegilde, à Polnisch-Ostrau.....	1,196	—
5. Mine Kaiser-Ferdinand-Nordbahn, à Michalkowitz.....	1,279	—
6. — du prince Salm, à Polnisch-Ostrau.....	1,459	—
7. Puits Sophie, à Poremba.....	1,599	—
8. — Hubert, à Hruschau.....	2,139	—

3^e classe. — *Mines avec beaucoup de grisou.*

1. Puits Franziska (district de l'Ouest), à Karwin.	1,906	p. ‰.
2. — Tiefbau, à Witkowitz	2,703	—
3. — Bettina, à Dombrau.....	2,529	—
4. — Ida, à Hruschau... ..	2,985	—
5. — Johann (district de l'Est), à Karwin.....	3,575	—
6. — Gabriel, Karwin.....	3,862	—
7. Mines d'Orlau-Lasy, à Orlau.....	4,205	—

Ce mode de classement ne paraît pas être tout à fait applicable aux *Mines de Rossitz*, puisqu'on n'a pas pu constater la présence du grisou dans les courants de sortie d'air de ces mêmes mines ; il semble même que ce fait aurait dû les faire exclure complètement de la catégorie des mines à grisou ; mais, par contre, il s'y développe en si grande quantité des poussières charbonneuses si dangereuses qu'on a cru prudent de les ranger dans la première classe des mines à grisou.

D'après la teneur en gaz de leurs courants de sortie d'air, les mines de Rossitz peuvent être rangées comme suit :

B. — MINES A GRISOU DU BASSIN DE ROSSITZ

1. Puits Simson	0,38	p. ‰.
2. — Franziska	0,41	—
3. Mine Segen Gottes, à Rossitz (partie Sud de la veine principale).....	0,72	—
4. — Liebe Gottes, à Sbeschau (partie Nord de la veine principale).....	0,78	—

Si l'on applique le même mode de classification aux mines à grisou de la Bohême et à celles de la région des Alpes, on obtient alors le classement suivant :

C. — MINES A GRISOU DE BOHÊME

La teneur en gaz est toujours calculée, en supposant, pour chaque mine, un courant d'air correspondant à 2 mètres cubes par homme et par minute, ou à $1\text{m}^3,500$ par minute et par tonne extraite en 24 heures ($\text{CH}_4 + \text{CO}_2$).

1. Mine de l'Union, de Rudolphe Weber, à Dux et Neundorf.....	0,167 p. ‰.
2. Puits Marie-Antoinette, de la comtesse M. A. Sylva-Taroucca, à Raudnig et Karbitz.....	0,239 —
3. — Frédéric, de la Société houillère de Saxonnia, près Karbitz.....	0,255 —
4. Champ réservé, de Sobochleben, au comte Frédéric Westphalen, à Sobochleben Modlan.....	0,376 —
5. Puits Maria, de la Société houillère de Littitz, à Littitz.....	0,541 —
6. — Puits Bernard, de la Société Britannia, à M. Georges Waldie Griffith, près Falkenau.....	0,879 —
7. — Julien n° 3, appartenant à l'Etat, près de Brûx.....	1,492 —

D. — MINE A GRISOU DANS LA RÉGION DES ALPES

1. Fohnsdorf (Mittelwerte).....	0,313 p. ‰.
2. Trifail (districts de l'Est et de l'Ouest).....	0,524 —
3. Sagor (district de Kissaucer).....	0,571 —
4. Leoben, Seegraben (Drasche).....	0,608 —
5. Leoben, Seegraben (Société autrichienne des Alpes).....	0,660 —
6. Hrastnigg.....	0,665 —
7. Liescha.....	0,676 —
8. Leoben, Münzenberg (Société autrichienne des Alpes).....	0,691 —
9. Vordersdorf.....	1,004 —
10. Puits Tiefbau, de la mine Anna, à Schrambach et mine Rudolphibau, à Lilienfeld.....	2,092 —

Malgré la haute teneur en gaz trouvée dans les courants de sortie d'air du puits Julien n° 3, du puits Tiefbau de la mine Anna et de la mine Vordersdorf, il convient de ranger dans la classe la plus faible des mines à grisou ces différentes mines de Bohême ou de la région des Alpes, parce que cette haute teneur en

gaz est surtout due à la présence abondante de l'acide carbonique, et qu'on ne peut pas attribuer à ce dernier gaz la même importance qu'au grisou. Mais, si l'on veut ne tenir compte que de la seule teneur en grisou, alors on trouve des différences importantes; ainsi, par exemple, tandis que dans certaines mines la teneur en grisou du courant de sortie d'air est de 0,25 p. % et au-dessus (puits Bernard à Falkenau, mine Anna à Schrambach, Fohnsdorf), cette même teneur s'abaisse pour d'autres mines à 0,1 p. % et atteint même 0,01 p. %, comme dans la plupart des mines de lignite de Bohême et de la région des Alpes (Liescha, Sagor, Trifail, Vordersdorf, Leoben).

Jusqu'à présent, on n'avait jamais considéré comme mines à grisou des mines dont le courant d'air de sortie contenait une aussi faible proportion de grisou; mais on ne peut plus persister dans cette manière de voir, car, en somme, il est hors de doute que ces mines ont des dégagements de grisou continus, bien qu'ils soient de minime importance, ou même localisés en certains points de la mine.

Pour des mines de cette catégorie, on peut recommander la formation d'une *sous-classe spéciale des mines à grisou*, celle des mines avec *très peu de grisou*, dans lesquelles la teneur en CH_4 du courant de sortie d'air reste en dessous de 0,1 p. %, et, bien entendu, on ne leur appliquerait que quelques-unes des décisions qui seront contenues dans les règles à édicter sur la ventilation et la surveillance des dégagements de grisou; il y aurait même lieu de prendre des décisions spéciales sur l'éclairage et le tirage des mines.

On ne peut pas préconiser la *division en plusieurs classes des différents quartiers d'exploitation* d'une seule et même mine, parce qu'il est difficile d'obtenir

un isolement complet des diverses parties d'une mine dans laquelle tous les travaux exécutés, concourant à former une exploitation unique, s'enchaînent les uns aux autres. Par contre, il semble admissible *de ranger dans des classes différentes les mines appartenant à un même groupe, bien que reliées entre elles par des voies de communication souterraine, qui possèdent plusieurs points d'extraction et des courants d'air séparés*, pourvu qu'on puisse assurer un isolement parfait des divers courants d'air et quartiers de mine, et être certain de l'impossibilité absolue qu'aurait l'explosion survenue dans l'un des quartiers de propager la catastrophe dans un autre quartier.

Par suite, et pour plus de sûreté, il y a lieu de laisser, *entre deux mines voisines, des piliers de sûreté suffisants, soit en charbon, soit en bons remblais*, piliers dont l'épaisseur doit être fixée par l'Administration des Mines.

Cette même Administration a également à décider si une mine doit être considérée comme mine à grisou et dans quelle classe elle doit être rangée, en se basant pour cela sur les résultats des analyses périodiques faites sur l'air du courant de sortie et sur les autres conditions locales de la mine.

La classification des mines exige un contrôle périodique parce que les conditions d'une même mine peuvent varier beaucoup selon l'étendue des découvertes, le nombre et la nature des veines ou parties de veines soumises à l'exploitation.

II. — Exploitation d'une mine.

Ouverture de la mine. — Travaux préparatoires. — Travaux de dépilage.

La manière d'exploiter une mine et la disposition donnée aux différentes galeries exercent une influence

très importante sur les dégagements des gaz et sur leur évacuation.

En conséquence, il importe, en première ligne, d'assurer la sécurité de l'exploitation. Pour cela, il semble qu'il y a lieu *d'imposer aux mines à grisou des procédés précis sur la manière de les exploiter*, procédés qui auraient pour but de régulariser les dégagements de grisou, de les rendre inoffensifs et de faciliter leur évacuation en dehors des galeries.

Le moyen reconnu, jusqu'à présent, comme étant le plus rationnel pour balayer le grisou et le rendre inoffensif, consiste à l'entraîner et à le diluer dans une grande masse d'air frais, à l'aide d'un courant d'air énergique.

Pour établir ce courant d'air, il faut que chaque mine possède *deux orifices, autrement dit deux points la mettant en communication avec la surface*, ces deux orifices servant en même temps à *l'ouverture d'un champ d'exploitation*.

L'une de ces ouvertures ou puits sera utilisée comme puits d'entrée d'air et l'autre comme puits de sortie.

Toutes deux doivent être séparées par un massif de terrain suffisant pour qu'elles soient à l'abri de tout danger.

Une mine *ne communiquant avec la surface que par un seul orifice* ne peut exister qu'avec l'autorisation de l'Administration des Mines. Encore faut-il, dans ce cas, que l'ouverture unique possède une cloison étanche formant compartiment de retour d'air et que chacun des deux compartiments soit accessible à la circulation des ouvriers. On doit laisser à la direction technique de la mine le soin de décider si les deux puits à créer seront jumaux ou bien formeront deux installations séparées. Chacune de ces dispositions a ses avantages et ses inconvénients.

Si l'on a décidé la création de deux puits jumeaux débouchant à la surface dans un bâtiment *unique*, alors, il faut que ce bâtiment soit en deux parties isolées, de telle sorte qu'un incendie éclatant dans l'une d'elles ne puisse pas se propager dans l'autre, sinon les deux puits pourraient être exposés en même temps à un grand danger, en cas d'incendie ou autre accident de cette nature, comme le fait s'est produit, par exemple, au puits de l'Agrappe, à Frameries, en Belgique.

Partant des puits (et aussi des *bures* et *beurtiats* qui ont la même destination), les *veines* sont, la plupart du temps, *recoupées par des travers-bancs*. Cette manière de faire est rationnelle et surtout appliquée quand on a de nombreuses couches à recouper. De cette façon, chaque couche se trouve divisée de haut en bas, en différents niveaux ou horizons. Le niveau supérieur sert au retour d'air et le niveau inférieur à l'entrée d'air.

Partant des travers-bancs, commencent ensuite les travaux préparatoires dans chaque couche, lesquels s'effectuent d'après la méthode d'exploitation choisie.

Tous les travaux nécessaires pour atteindre ce but, tels que : fonçage des puits, bures ou beurtiats ; creusement des travers-bancs ; des galeries de fond, d'aérage ou autres galeries de communication, peuvent être exécutés de diverses façons, selon l'importance des dégagements de gaz, la présence des soufflards, la production des poussières charbonneuses, etc.

A. — CREUSEMENT DES PUIITS ET BEURTIATS

Dans les mines contenant peu ou moyennement de grisou, on peut creuser les puits et beurtiats d'aérage directement et en s'aidant simplement, au besoin, de canards d'aérage.

Dans les mines contenant beaucoup de grisou, on doit employer des cloisons d'aérage, quand on ne peut obtenir une ventilation suffisamment énergique à l'aide de canards, ou de l'air comprimé ou d'autres moyens de ce genre.

La section libre de chacun des puits, beurtiats et compartiments destinés à l'aérage, doit être assez grande pour que le volume d'air correspondant à la classe à laquelle appartient la mine (Voyez chapitre III), puisse les traverser avec une vitesse moyenne qui ne dépasse pas six mètres par seconde.

Dans les puits d'air, beurtiats et compartiments d'aérage qui ne servent qu'au passage de l'air et pas à l'exploitation proprement dite, et dans lesquels on ne passe que périodiquement en vue d'en faire la révision, la vitesse du courant d'air peut être exceptionnellement plus élevée, sans pourtant dépasser dix mètres par seconde.

Dans les nouvelles installations il ne faut pas oublier de tenir compte de la dilatation de l'air, c'est-à-dire de la différence de volume existant entre le courant d'entrée et le courant de sortie d'air, différence qu'on peut évaluer à 15 p. %.

Si les puits existant sur une mine à grisou ne répondent pas à ces exigences, alors il faut : ou bien creuser des puits auxiliaires, ou bien réduire la production, de façon à rentrer dans les conditions imposées.

B. — CREUSEMENT DES TRAVERS-BANCS.

Les travers-bancs de longueur moyenne (jusqu'à 100 mètres) peuvent, dans les mines contenant peu de grisou, être poussés tout simplement avec l'aide de canards d'aérage. Lorsqu'il y a moyennement ou beaucoup de grisou, ou bien encore lorsque les travers-bancs doivent avoir une grande longueur, alors il faut

employer des cloisons d'air, surtout si l'on ne peut pas arriver à obtenir un aérage suffisant par des moyens spéciaux (par exemple : l'emploi de l'air comprimé, etc.).

La pente montante des travers-bancs ne doit pas dépasser $1/100$. Les travers-bancs inclinés, dont la nécessité s'impose quelquefois, doivent être poussés comme les galeries au charbon qui sont tracées dans le sens de l'inclinaison de la couche.

L'air nécessaire à la ventilation séparée des travers-bancs doit être pris, autant que possible, sur un courant d'air frais et pas encore chargé de grisou.

C. — CREUSEMENT DES MONTAGES, PLANS INCLINÉS ET AUTRES GALERIES MONTANTES

Au début des travaux préparatoires et de la mise en exploitation des couches, la première communication à établir entre deux horizons est importante, car ce n'est qu'après qu'elle est effectuée qu'on peut introduire un courant d'air régulier.

L'établissement d'une pareille communication peut, dans les mines avec peu de grisou, se faire en montant, avec l'aide de canards ou de cloisons d'aérage. Au contraire, dans les mines contenant moyennement ou beaucoup de grisou, il est prudent de l'établir en descendant, si l'on ne peut assurer un aérage suffisant à l'aide de moyens spéciaux tels que l'air comprimé, etc.

Les galeries montantes de communication doivent aussi être poussées en double, avec un nombre suffisant de recoupes horizontales entre elles deux ; dans les mines contenant peu ou moyennement de grisou, on peut aussi se contenter de pousser une galerie unique et large, dont le milieu est rempli par un remblayage soigné empêchant l'air de se perdre. Dans les parties de couches sans inclinaison et riches en gaz, ces gale-

ries de communication doivent être poussées en double, quand même elles le seraient en descendant, si l'on prévoit qu'elles doivent avoir une certaine longueur (au-delà de 50 mètres), et s'il n'est pas possible d'y établir un aérage suffisant à l'aide de l'air comprimé ou d'autres moyens de ce genre.

Avant que cette communication d'air soit établie, on ne doit pousser aucune galerie montante, ni développer outre mesure les travaux préparatoires. Si pourtant l'on ne peut se dispenser de pousser de telles galeries, comme, par exemple, quand il s'agit de préparer des parties de couches situées plus haut que le niveau de retour d'air, et qu'il n'est pas possible de créer un nouveau retour d'air à un niveau plus élevé, alors il faut absolument que le courant d'air dirigé vers le point le plus élevé, pour redescendre ensuite, soit complètement isolé et que cet isolement soit l'objet d'une surveillance spéciale.

D. — CREUSEMENT DES VOIES DE FOND, DE ROULAGE (1) ET D'AÉRAGE

La pente montante de toutes ces galeries, poussées dans la couche, ne doit pas dépasser 1/100.

Les voies de fond peuvent, selon l'abondance des dégagements de grisou et la longueur qu'elles doivent atteindre, être poussées simplement avec l'aide de

(1) J'ai traduit par « galeries de roulage » le mot « Theilungsstrecken » ; le sens littéral serait : « galeries de partage » ; il est donc nécessaire de donner ici une explication. Dans les couches peu inclinées, où la hauteur de relevée est parfois très grande, on lance, en droite ligne, des plans inclinés dont la longueur totale atteint et dépasse même 400 mètres ; mais, tous les 120 mètres environ, on pose un tambour pour desservir le plan, et l'on pousse à droite et à gauche des galeries horizontales de roulage ; ce sont précisément ces galeries intermédiaires dont il s'agit ici. (Note du traducteur.)

canards ou de cloisons d'aérage, ou bien être poussées en double : c'est-à-dire qu'elles sont accompagnées d'une galerie parallèle, située à une certaine distance, et reliées avec elle par une série de recoupes d'aérage convenablement espacées.

Dans les mines avec peu ou moyennement de grisou, on peut se contenter de pousser une galerie large et unique en tant que la pression du terrain permet cette manière de faire, et l'on forme la galerie d'air à l'aide d'un remblai solide et suffisamment imperméable à l'air, pour isoler complètement les deux galeries l'une de l'autre.

Quand on creuse les *galeries de traçage*, pour la formation des *chantiers de défilage*, on doit suivre les mêmes règles que pour le creusement des voies principales.

Il faut que toutes ces galeries soient reliées entre elles et, par suite, avec les voies de fond ou d'aérage, par des recoupes situées à distance convenable.

L'aérage de la partie de la voie creusée en avant de la dernière recoupe, et jusqu'à ce que la communication avec la recoupe suivante soit établie, peut se faire par diffusion, tant qu'on n'a pas constaté d'amas de grisou. La longueur de ces galeries, c'est-à-dire l'intervalle entre deux recoupes consécutives, dépend de l'importance des dégagements de gaz ; cependant, cette distance ne doit pas dépasser 50 mètres, même dans les mines contenant peu de grisou.

Il n'est pas à recommander de fixer la longueur de cet intervalle pour les diverses classes de mines. En général, on doit s'en tenir fermement à ce principe : qu'il ne faut tolérer nulle part, dans aucun point en activité de la mine, des dépôts de gaz importants ou capables d'occasionner une explosion.

S'aperçoit-on qu'un tel dépôt existe, il faut alors de

suite organiser un aérage spécial, à partir de la dernière recoupe, soit à l'aide de canards, de cloisons, de conduites d'air comprimé, etc., ou bien creuser une nouvelle recoupe.

Dans les mines contenant beaucoup de grisou, mais surtout lorsqu'on rencontre des soufflards ou qu'il se produit tout à coup d'importants dégagements de gaz, il faut de suite établir un aérage spécial du chantier, partant de la dernière recoupe, à l'aide de canards, cloisons d'aérage, conduites d'air comprimé, etc.

Les dimensions et sections de toutes ces galeries destinées au passage du courant d'air doivent être choisies de telle sorte que la vitesse du courant d'air qui les traverse ne dépasse pas six mètres par seconde.

Dans les galeries très fréquentées, et où il se fait un grand mouvement de wagonnets, on doit retrancher la surface de ces wagonnets de celle que l'on calcule pour la section de la galerie.

Les galeries qui sont déjà terminées, sans qu'on y ait constaté des dégagements de gaz, n'ont pas besoin d'être aérées.

Il faut en outre, dans le creusement de toutes ces galeries, ne pas oublier qu'il faut éviter la formation d'excavations dans le toit, dans les parois, ainsi que celle d'angles vifs et de coudes brusques.

Dans chaque mine, il faut avoir des ventilateurs à bras, en nombre suffisant, qu'on peut utiliser pour aider à l'établissement d'un aérage spécial.

E. — EXPLOITATION PROPREMENT DITE

On distingue, en général, deux méthodes d'exploitation différentes :

a Avec chantier de dépilage, ou par éboulement.

b Avec grandes tailles (chassantes, montantes, inclinées) et avec remblais.

a Dans l'exploitation par dépilage, les travaux de traçage sont d'abord effectués dans la couche, sous forme de voies de fond et autres galeries destinées à découper les piliers ; puis, le dépilage s'effectue, à partir de la limite fixée pour le champ d'exploitation, en battant en retraite vers le puits et en laissant tout ébouler derrière soi. De cette manière de faire, il résulte la formation de vides dans les parties exploitées, lesquels vides se transforment, comme on le sait, en réservoirs à grisou à même d'exercer, à un moment donné, une influence nuisible dans diverses directions, parce que les gaz qui s'y trouvent rassemblés peuvent (par suite de dépressions barométriques, d'éboulements dans les vieux travaux, etc.) faire de temps à autre irruption dans les travaux en activité.

C'est pour cette raison que toutes les galeries devenues inutiles et débouchant sur les parties dépilées, et particulièrement toutes les galeries montantes, recoupes et plans inclinés, devront être, à leur point d'embranchement ou extrémité inférieure, ou bien murillées, ou fermées par un remblayage soigné sur plusieurs mètres de longueur ; par contre, leur orifice supérieur (du côté du retour d'air) doit être laissé entièrement libre, et, dans chaque couche ou partie de couche exploitée, on doit laisser et entretenir une galerie de retour d'air au-dessus des parties dépilées, galerie par laquelle les gaz sortant de ces mêmes parties peuvent être dirigés jusqu'au puits de sortie d'air.

L'aérage des chantiers d'exploitation doit être conduit de telle façon que le courant d'air soit amené aussi près que possible du front d'attaque.

b Dans l'exploitation par tailles, le dépilage de la

couche commence aussitôt que celle-ci est recoupée, et que l'on a terminé la première galerie horizontale destinée à établir le courant d'air, ce qui se fait en exécutant un remblayage soigné qui forme conduit amenant l'air contre le front d'attaque. Par ce moyen, on obtient un aérage abondant et concentré sur tout le front des tailles attaquées.

En revanche, avec cette méthode d'exploitation, la couche de houille exploitée n'est pas dépouillée de son grisou d'une manière efficace et régulière. Les dégagements sont continuels, très actifs et dépendent de la surface déhouillée et de la quantité de charbon abattu. Si la couche est très riche en gaz et les laisse facilement dégager; si, de plus, il sort encore du grisou des parties déjà remblayées (par exemple, quand le toit vient à s'affaisser sur les remblais), alors il se forme de telles agglomérations de grisou devant les fronts d'attaque, qu'il faut absolument arrêter le travail. Les ouvriers sont obligés, dans ce cas, de rester et de travailler dans des chantiers qui sont le plus exposés au danger, puisque les gaz ont toujours la tendance de se réunir dans les points les plus élevés, c'est-à-dire précisément dans les fronts de taille. Ce n'est pas le cas d'une exploitation par dépilage, parce qu'ici ce sont les galeries de retour d'air qui sont exposées en première ligne, et qui, pour la plupart, sont hors d'activité.

Vu cet inconvénient, l'exploitation par grandes tailles, surtout dans les couches contenant beaucoup de gaz et le laissant facilement dégager, demande un contrôle sévère et une surveillance spéciale.

C'est pour cela que, dans chaque exploitation de ce genre, et surtout avec des veines grisouteuses, il faut faire en sorte que le remblai suive le déhouillement de fort près, et que chaque excavation soit soigneusement remplie.

L'abatage de la houille et le creusement, à l'aide de la poudre, des galeries desservant chaque taille, ne doivent jamais avoir lieu simultanément.

III. — Aérage.

Dans chaque mine à grisou, il faut avoir soin d'établir un aérage régulier pour éviter les amas de gaz dans les galeries ouvertes à la circulation.

L'aérage doit être artificiel, parce qu'une ventilation naturelle ne fonctionne pas sûrement.

La ventilation naturelle ne doit être qu'exceptionnellement autorisée par l'Administration des mines, et lorsqu'il est bien évident, d'après la situation spéciale de la mine, qu'il sera possible d'avoir en tout temps, à sa disposition, un courant d'air suffisant pour tous les besoins.

Le volume d'air circulant dans chaque mine à grisou doit être assez grand pour que les gaz (CH_4 et CO_2), se dégageant de toutes les excavations, soient dilués dans une masse d'air suffisante pour les rendre inoffensifs et les entraîner.

L'ordonnance de l'Administration supérieure des mines, datée de Vienne le 28 juin 1886, et portant le n° 711, a autorisé comme teneur maximum du courant de sortie d'air, 1,5 p. % de grisou et 0,50 p. % d'acide carbonique, soit ensemble 2 p. % de gaz. On doit reconnaître que cette proportion répond aux exigences de la situation (1).

D'après ces données, il est facile de trouver le volume d'air nécessaire pour chaque mine en exploitation, et

(1) La Commission prussienne du grisou a fixé à 1,5 p. % la limite maximum de grisou et d'acide carbonique pouvant vicier le courant de sortie d'air.

l'expérience a montré qu'on pouvait l'estimer à $1^{\text{m}^3},500$ par minute et par tonne de charbon extrait en 24 heures. Par suite, la quantité d'air que doit avoir chaque mine est :

1° *Pour les mines de la première classe, avec un peu de grisou* : au moins 2 mètres cubes par homme et par minute ; on prend le maximum des ouvriers travaillant en même temps au fond, et un cheval est compté pour quatre hommes.

2° *Pour les mines de la deuxième classe avec moyennement de grisou* : au moins 3 mètres cubes par homme et par minute, et enfin ;

3° *Pour les mines de la troisième classe, avec beaucoup de grisou* : au moins 4 mètres cubes par homme et par minute.

Ces quantités d'air se rapportent aux courants de sortie d'air, qui ont plus d'importance que les courants d'entrée, et sont, par suite, de 15 à 20 p. % en volume plus élevées que celles de ces derniers.

Dans les mines contenant peu ou moyennement de grisou, mais particulièrement dans celles qui sont susceptibles de fournir une forte extraction, il paraît admissible, selon l'état et la composition du courant d'air de sortie, de fixer le volume d'air à 1 mètre cube par minute et par tonne extraite en 24 heures ; cependant, il faut se réserver la possibilité d'augmenter ce volume normal de 25 p. % dans des cas exceptionnels (irruption subite de gaz ; après une explosion de grisou, etc.)

Ce volume total d'air ne doit pas (en partie pour des raisons techniques, mais surtout en vue d'assurer la sécurité de l'exploitation) être conduit, sous forme de courant unique, dans toutes les galeries, et passer devant les fronts de chaque chantier. Il est bien préférable

nable, dans les mines à grisou, de le diviser en un grand nombre de courants secondaires, soigneusement isolés les uns des autres, pour que, dans le cas où l'un de ces courants viendrait à être dangereux, les autres restent intacts et offrent aux ouvriers un lieu de refuge assuré.

Il est recommandable de fixer à 100, au maximum, le nombre des ouvriers appelés à travailler dans l'un de ces courants d'air secondaires.

La composition de l'air, dans chacun de ces courants secondaires, doit être analogue à celle de l'air du courant général de sortie ; c'est pour cela qu'on ne doit pas laisser vicier l'air au-delà des limites permises.

Pour atteindre ce but, il faut une observation et un examen continuels, aussi bien du courant général de sortie d'air que de chacun des courants partiels.

Cet examen peut se faire à l'aide de lampes de sûreté auxquelles on peut se fier, comme par exemple la lampe Pieler, qui permet de reconnaître sûrement, et avec une grande approximation, des mélanges gazeux en très faible proportion.

Mais, pour avoir une idée claire et nette de la composition du courant d'air d'un quartier de la mine et du partage de l'air, le mieux est de faire une *analyse soignée des divers courants*, car elle seule peut révéler les teneurs les plus minimales des mélanges gazeux, qu'on ne pourrait pas reconnaître avec une lampe de sûreté, et surtout la présence de l'acide carbonique dans le mélange, présence que rien n'indique ordinairement. Cette analyse a surtout une très grande importance dans les mines contenant des poussières charbonneuses dangereuses, car, en présence de celles-ci, des mélanges grisouteux en très faible proportion, à peine reconnaissables à la lampe de sûreté, peuvent entraîner des suites désastreuses.

C'est pour cela, que chaque mine doit être tenue de faire des analyses périodiques de l'air des courants de sortie, les périodes étant fixées par l'Administration des mines. Une autre condition indispensable, c'est que le courant d'air nécessaire à une mine fonctionne d'une façon sûre, qu'on l'ait en tout temps à sa disposition, et qu'il puisse être réglé selon les circonstances. Tous les *moteurs d'air mécaniques*, c'est-à-dire les *ventilateurs*, répondent à cette condition.

Les foyers d'aérage paraissent moins bien répondre à cette exigence, parce qu'il est difficile de leur imprimer une marche forcée. En outre, un feu ouvert dans une mine inspire toujours des craintes. C'est pourquoi les *foyers d'aérage* ne doivent être autorisés que dans des mines contenant peu ou moyennement de grisou, et, de plus, on doit faire en sorte que l'air frais nécessaire à la combustion soit directement amené de la surface, et que les flammes de ce foyer n'arrivent jamais en contact avec le courant de sortie d'air. Il faut encore, pour le cas d'un renversement brusque dans le sens du courant d'air (par exemple, à la suite d'une explosion, etc.), que l'ouvrier chargé de l'entretien du foyer puisse effectuer sa retraite sans empêchement.

Ce qui est encore moins recommandable que l'emploi des foyers d'aérage, c'est l'utilisation, pour la ventilation des mines, des cheminées de batteries de chaudières à vapeur ; l'échauffement, à l'aide de la vapeur, de l'air du courant de sortie, et autres moyens de ce genre ; parce que l'emploi de pareils moyens de ventilation n'offre ni sécurité ni possibilité de régularisation du courant d'air, et il ne doit être appliqué que dans des cas tout à fait exceptionnels et avec une autorisation spéciale de l'Administration des mines.

Sur chaque puits d'air, on devrait avoir *un ventilateur de réserve*, à même d'être mis en mouvement aussitôt

que le ventilateur principal viendrait à s'arrêter (en cas de réparation importante, etc.). Si l'on n'a pas de ventilateur de réserve, il faut alors, dans le cas où celui qui existe vient à s'arrêter, que les dispositions soient prises pour faire cesser le travail dans la mine et remonter tout de suite tous les ouvriers.

Pour que ces mesures soient exécutées en temps voulu, il est nécessaire d'exercer une surveillance et un contrôle continuel sur la marche de chaque ventilateur. *Le meilleur moyen d'arriver à ce résultat consiste dans l'emploi des appareils de contrôle*, tels que : appareils mesurant la dépression, compteurs de tours, appareils de détente ayant pour but d'obtenir un nombre régulier de tours, etc. Par suite, pas un seul ventilateur ne doit exister sans être muni d'appareils de ce genre.

Le volume d'air que devra engendrer un ventilateur choisi pour une mine sera déterminé par la longueur du circuit que doit parcourir le courant d'air et par la section des galeries suivies. On distingue les *mines étroites, moyennement larges et larges*. En général, les grands ventilateurs tournant lentement sont préférables pour les mines larges, et les ventilateurs à petit diamètre et à grande vitesse de rotation pour les mines étroites.

Dans les mines étroites, il est pourtant toujours difficile d'établir un fort courant d'air. Si ce dernier est insuffisant, et s'il n'est pas possible de restreindre la production de la mine, alors il faut augmenter les sections des galeries, ou diminuer la longueur du circuit.

C'est pour cela qu'il est prudent, quand on a créé de nouvelles installations, de donner tout d'abord aux puits, travers-bancs, ainsi qu'aux galeries nécessaires à l'aérage, des sections suffisamment grandes pour être

à même de répondre à toutes les éventualités qui pourraient se présenter par la suite.

Le courant d'entrée d'air doit être parfaitement isolé de celui de sortie, et toutes les cloisons, portes d'aérage, registres régulateurs, etc., etc., doivent être montés de façon à s'ouvrir contre le sens du courant d'air ; de plus, des surveillants spéciaux (surveillants d'aérage) doivent s'assurer chaque jour, et surtout à la suite d'un jour de chômage, de leur bon état et de leur bon fonctionnement. En principe, le courant d'entrée d'air doit être conduit directement jusqu'à l'étage le plus profond de la mine ; là, il est partagé en courants secondaires, chacun de ceux-ci allant alimenter, en montant, tous les différents chantiers en activité, pour atteindre la galerie supérieure de retour d'air, et de là, se rendre au puits de sortie.

L'aérage, en descendant, d'un quartier de la mine, ne doit être autorisé qu'exceptionnellement et quand le courant d'air est abondant. Par contre, cette marche descendante peut être autorisée pour un courant d'air qui ne doit plus être utilisé, si l'on a fait le nécessaire afin d'isoler la galerie de retour d'air des autres quartiers de la mine.

Les portes d'aérage, qu'on pose pour diriger et régler les courants d'air principaux, doivent être en double et placées à une distance telle l'une de l'autre, que, dans tous les mouvements exigés par le service, l'une de ces deux portes reste toujours fermée.

Si, dans la distribution du courant d'air, il se trouve des chantiers qui ne puissent pas recevoir un aérage suffisant, on doit les arrêter.

L'accès de tous les chantiers arrêtés et situés en dehors du courant d'air général, ainsi que celui des parties défilées et autres du même genre, doit être interdit aux ouvriers ; l'entrée de tous ces chantiers

doit être barrée, par un étançonnage solide, ou même complètement fermée.

Si l'on entoure d'un barrage certaines parties exploitées, il ne faut pas manquer de laisser, au toit de la galerie la plus élevée (galerie supérieure de retour d'air), une ouverture accessible destinée à l'écoulement des gaz ; la section de cette ouverture doit pouvoir être réglée à volonté, pour empêcher des accumulations de gaz sous pression et des irrutions possibles dans les chantiers en activité.

Tous les chantiers qui arrivent dans le voisinage de vieux travaux ainsi entourés de barrages doivent être précédés de trous de soude. En outre, il est nécessaire d'avoir, pour chaque quartier en exploitation, des plans de mine et même des cartes spéciales d'aérage, sur lesquelles tout le courant d'air et ses subdivisions seront indiqués, depuis l'entrée d'air jusqu'à la sortie de la mine.

Le volume et la vitesse de chaque courant d'air dans la mine, ainsi que l'état barométrique à la surface, doivent être observés couramment, et le résultat de ces observations être régulièrement consigné par écrit.

En cas de dégagements subits de gaz ou de baisse rapide de la pression barométrique, il faut augmenter le volume de l'air envoyé dans la mine, si l'on redoute des mélanges gazeux en proportion plus élevée que le maximum autorisé et si l'on remarque que l'aérage des chantiers en activité est devenu insuffisant.

Si des mélanges dangereux de gaz et d'air viennent à faire leur apparition dans un chantier en activité, ce point doit être évacué tout de suite, et les ouvriers qui y sont occupés doivent se rendre dans la galerie principale située dans le voisinage, et où ils seront en sûreté ; ils feront connaître ce qui se passe aux ouvriers des chantiers voisins et à ceux qu'ils rencontreront, enfin,

ils chercheront tout de suite un surveillant auquel ils feront part de l'état de choses. S'ils ne trouvent pas de surveillant, et si des amas de gaz se manifestent en outre dans les chantiers voisins, alors, dans ce cas, tous les ouvriers qui travaillent dans le quartier menacé auront à abandonner le travail, se rendre à l'accrochage et remonter au jour.

Les employés chargés de la conduite de chaque mine doivent tenir la main à ce que l'aérage soit contrôlé d'une manière courante, et prendre toutes les dispositions convenables à ce sujet.

On ne doit apporter aucun changement dans la conduite de l'aérage sans que la direction technique de la mine en soit informée ; et, toute personne, venant à rencontrer quelque chose qui soit à même de contrarier efficacement le courant d'air, est tenue de le faire savoir sans retard, et l'on doit de suite faire remettre les choses en bon état.

La direction technique de chaque mine est obligée de porter à la connaissance de l'Administration des mines chaque explosion de grisou survenue, quand même elle n'aurait entraîné aucun accident de personnes ; elle doit indiquer les causes présumées de l'accident, ainsi que les autres faits pouvant contribuer à l'éclaircissement de l'événement, et y joindre, après l'avoir rempli, l'un des formulaires envoyés *ad hoc*.

IV. — Éclairage.

Le mode d'éclairage a la plus grande importance pour ce qui est de combattre les dangers présentés par le grisou.

Comme le montre la statistique des accidents dans les mines de l'Empire autrichien, sur 178 explosions survenues dans la période de 33 années, de

1857 à 1889, 49 p. % sont dues à l'usage des lampes à feu nu. Ce fait conduit à restreindre l'emploi des lampes à feu nu et à *rendre obligatoire celui des lampes de sûreté dans toutes les mines reconnues comme mines à grisou.*

L'emploi simultané des deux systèmes de lampes ne peut, avec l'autorisation spéciale de l'Administration des mines, exister que dans les mines de la première classe, c'est-à-dire dans celles qui n'ont que peu de grisou, et dans lesquelles les dégagements de gaz ne se produisent que dans un petit nombre de chantiers, le grisou existant surtout à l'état sporadique seulement. Et encore faut-il tenir la main à ce que toutes les galeries susceptibles d'être parcourues avec des lampes à feu nu soient ventilées directement par un courant d'air frais. Du reste, aucun quartier d'une mine ne doit être parcouru avec une lampe à feu nu s'il n'a été préalablement, et peu de temps auparavant, soigneusement inspecté avec une lampe de sûreté et reconnu complètement privé de grisou. Toutes les galeries et particulièrement les voies montantes, qu'on ne peut parcourir qu'avec des lampes de sûreté, doivent être munies, par le personnel surveillant, d'écriteaux bien exposés à la vue de tout venant et mettant clairement en garde, par leur contenu, tout ouvrier prêt à y pénétrer.

On peut encore employer les lampes à feu nu dans les puits d'entrée d'air et dans les accrochages, pourvu toutefois que le courant de sortie d'air soit soigneusement isolé.

Comme il peut arriver que le grisou fasse son apparition dans des mines non reconnues, jusqu'alors, comme mines à grisou, il est nécessaire d'avoir, dans chaque mine, un certain nombre de lampes de sûreté, entretenues en bon état, afin qu'on les ait sous la main en cas de besoin.

Il n'est pas nécessaire d'imposer un système spécial de lampe de sûreté.

Les lampes de sûreté habituellement en usage dans les mines d'Ostrau-Karwin, et qui ont été étudiées par la Commission nommée à cet effet, c'est-à-dire les lampes *Mueseler*, *Wolf* et *Marsaut*, se sont toutes bien comportées, et les épreuves qu'elles ont subies ont montré qu'elles offraient un degré de sécurité encore plus grand qu'on ne l'avait cru jusqu'alors. Placées dans les courants animés des vitesses les plus grandes, 10 mètres environ par seconde, vitesse que possèdent réellement quelquefois les courants de sortie d'air, dans l'ouïe de certains ventilateurs, ces mêmes lampes ont résisté dans des mélanges gazeux de n'importe quelle composition. Elles n'ont également donné aucune explosion externe dans les mélanges gazeux au repos (même en faisant détoner les amorces de la lampe à benzine *Wolf*, et en mettant en suspension dans leur intérieur des poussières charbonneuses très inflammables).

Lorsqu'on les a ensuite essayées dans des courants à teneur en gaz plus élevée et animés de vitesses plus grandes, alors on a constaté que le verre de la lampe présentait souvent des fentes de forme réticulée. On peut, en grande partie, obvier à cet inconvénient en adaptant à la partie supérieure du verre un petit cylindre de toile métallique ouvert par en bas.

Il a été également établi que l'emploi de la benzine (lampe *Wolf*) qui se vaporise si facilement et s'enflamme plus facilement encore, ce qui rend son maniement plus dangereux, ne présente pas de difficultés, tandis qu'il a l'avantage de fournir un meilleur éclairage et des indications précises sur la teneur en gaz de l'atmosphère, puisqu'avec la lampe *Wolf*, à la benzine, on constate la présence de $1\frac{1}{4}$ p. % de grisou.

Les lampes Pieler, qui sont recommandées par l'Administration des mines pour rechercher couramment le grisou, mais qu'on ne peut utiliser pour l'éclairage, révèlent la présence de $1/4$ p. % de gaz, mais ne fonctionnent pas aussi sûrement que les autres lampes de sûreté. Cependant, on peut élever convenablement leur degré de sécurité en les revêtant d'une cuirasse au moment de s'en servir.

Vu les résultats très satisfaisants des expériences auxquelles ont été soumises les lampes de sûreté ci-dessus désignées, le Comité s'est estimé dispensé d'étudier d'autres appareils d'éclairage. Pour les mêmes raisons, on n'a pas poussé plus loin les études sur l'emploi de l'éclairage électrique, lequel offre encore bien des lacunes, ainsi que d'autres causes de danger pour les mines à grisou, sans pour cela aller jusqu'à proposer la prohibition de ce moyen d'éclairage.

Les lampes de sûreté ne fonctionnent sûrement que quand toutes leurs parties sont ajustées selon les règles données et quand elles ne sont pas détériorées.

Par suite, avant de les utiliser, il paraît nécessaire de les faire contrôler exactement par un organe compétent, et même, si on le juge bon, de les soumettre à une épreuve dans un mélange gazeux.

Le cylindre de verre doit être en verre bien recuit, et avoir, pour toutes les lampes, le même diamètre, la même hauteur, et surtout une épaisseur uniforme ; les bords doivent être coupés perpendiculairement à l'axe et très exactement dressés à la meule.

Le *tamis* doit avoir un nombre déterminé de mailles par centimètre carré et être fait de fils de grosseur uniforme. Les anneaux métalliques qui forment la base des tamis doivent être reliés aux diaphragmes et bien dressés dans un plan horizontal, afin que rien ne s'op-

pose à ce que la lampe soit hermétiquement close. Ces mêmes anneaux ne doivent pas former de saillie, sinon une partie du diaphragme serait recouverte. Ce qui précède s'applique aussi au raccord des deux tamis pour les lampes qui en possèdent deux. Le diamètre du tamis, à la base, doit coïncider exactement avec celui du verre, sinon, dans le cas d'explosion interne, il pourrait se produire des tourbillons qui nuiraient à la sécurité de la lampe.

Dans la lampe Mueseler, la surface libre du diaphragme (c'est-à-dire la surface libre du treillis métallique horizontal) ne doit pas être diminuée, soit par le verre, soit par le tamis, sinon, les explosions qui pourraient se produire dans l'intérieur du verre passeraient plus facilement à travers le diaphragme et se propageraient dans l'espace vide compris dans le tamis.

On doit surtout veiller à ce qu'il existe une *fermeture hermétique entre le tamis et le verre, et entre le verre et le réservoir à huile de la lampe*, et avant tout, à ce que la partie filetée réunissant les deux moitiés de la lampe soit excellente, parce que, s'il existait une ouverture circulaire, si minime qu'elle soit, il y aurait danger de voir l'inflammation se communiquer au dehors.

Les expériences auxquelles on a soumis les lampes de sûreté ont montré que les dimensions qui conviennent le mieux et qui ont été adoptées par les fabricants sont : *pour la lampe Mueseler*, hauteur du verre 70 m/m ; diamètre intérieur 46 m/m ; épaisseur du verre 6 m/m ; diamètre de la cheminée : à la base 35 m/m , au sommet 12 m/m ; saillie de la cheminée : au-dessus du diaphragme 90 m/m , au-dessous 15 m/m ; surface libre du diaphragme $13,5 \text{ c/m}^2$; hauteur du tamis 210 m/m ; diamètre à la base 46 m/m , au sommet 40 m/m ; épaisseur du fil $0,35 \text{ m/m}$; nombre de mailles par c/m^2 144.

Lampe à benzine Wolf à deux tamis : hauteur du verre 60 m/m (dans l'ancien modèle 75 m/m) ; diamètre intérieur 50 m/m ; épaisseur du verre 6 m/m ; hauteur du tamis extérieur 100 m/m , diamètre à la base 46 m/m , au sommet 40 m/m ; hauteur du tamis intérieur 93 m/m , diamètre à la base 40 m/m , au sommet 32 m/m ; épaisseur du fil de fer $0,35 \text{ m/m}$; nombre de mailles $162 \text{ par } \text{cm}^2$.

Lampe Marsaut : hauteur du verre 60 m/m , diamètre intérieur 43 m/m , épaisseur du verre 6 m/m ; hauteur du tamis extérieur 105 m/m , diamètre à la base 48 m/m , au sommet 42 m/m ; épaisseur du fil de fer $0,35 \text{ m/m}$; nombre de mailles $150 \text{ par } \text{cm}^2$; hauteur du tamis intérieur 93 m/m , diamètre à la base 43 m/m , au sommet 37 m/m ; épaisseur du fil de fer $0,27 \text{ m/m}$; nombre de mailles $196 \text{ par } \text{cm}^2$.

Il est à recommander que toutes les lampes de sûreté d'un même système, employées dans une mine, soient construites sur le même modèle et aient des dimensions telles qu'elles ne s'écartent pas sensiblement de celles qu'on vient d'indiquer.

L'usage de lampes d'un autre système que ceux qui viennent d'être mentionnés, ou même de lampes qui, tout en appartenant aux systèmes recommandés, auraient des dimensions s'écartant par trop de celles qui ont été indiquées, ne peut avoir lieu qu'avec l'autorisation de l'Administration des mines.

EMPLOI DES LAMPES DE SÛRETÉ

En ce qui concerne l'emploi des lampes de sûreté, il faut observer les prescriptions suivantes :

Chaque mine est chargée de fournir les lampes et de les maintenir en bon état.

Les lampes de sûreté doivent être déposées dans une lampisterie spéciale, autant que possible isolée des

autres bâtiments de la mine et à l'abri de l'incendie ; elles seront nettoyées par des lampistes désignés à cet effet.

Chaque lampe portera un numéro, et, en face du nom de chaque ouvrier, on inscrira le numéro de la lampe qui lui est destinée ; autant que possible, on devra toujours lui donner *le même numéro*.

En prenant possession de sa lampe, chaque ouvrier est tenu de s'assurer qu'elle ferme bien ; si ce n'est pas le cas, il la rendra et l'on devra la remplacer par une autre lampe exempte de tout défaut.

Tout ouvrier nouveau, non encore habitué à la lampe de sûreté, doit être foncièrement instruit, par un agent désigné à cet effet, sur le maniement de la lampe, sur tous les défauts qu'elle peut présenter et sur les observations à faire, à l'aide de la flamme, dans les cas d'apparition du grisou. Par suite, un tel ouvrier ne doit descendre dans la mine qu'accompagné d'ouvriers expérimentés.

A la remonte des ouvriers, toutes les lampes doivent être rapportées dans la lampisterie où le lampiste doit s'assurer qu'elles sont en parfait état (qu'elles n'ont pas été endommagées, et que la fermeture n'a pas été forcée). Chaque lampe de sûreté doit être munie d'une fermeture convenable et ne se laissant pas facilement ouvrir.

L'ouverture des lampes doit être expressément interdite aux ouvriers, et, *dans les mines ayant beaucoup de grisou*, on doit étendre cette défense jusqu'aux surveillants.

Les lampes qui viennent à s'éteindre dans la mine, si elles ne sont pas munies d'un appareil de rallumage, ou si celui-ci ne fonctionne pas, doivent être envoyées à la lampisterie pour y être rallumées. Dans les mines où il y a peu ou moyennement de grisou, on peut auto-

riser le rallumage des lampes dans la mine, mais il faut choisir, pour cela, des ouvriers spéciaux et un endroit qui soit à l'abri de tout danger.

Toute détérioration trouvée sur une lampe, le mauvais assemblage de ses parties, etc., ainsi que la constatation du fait qu'elle n'est pas fermée, doivent être portés tout de suite à la connaissance du surveillant de service, aussi bien de la part du lampiste que de celle de l'ouvrier, selon que l'un ou l'autre aura fait la remarque.

Dans le parcours des galeries et pendant le travail, on doit tenir la lampe de sûreté autant que possible près du sol ; on ne doit pas la balancer ni la placer à l'orifice d'un canard d'aérage ; on doit même la protéger contre un courant d'air violent.

L'examen d'une galerie, pour reconnaître s'il y a du grisou, doit d'abord se faire en laissant à la flamme de la lampe sa longueur normale, et, si l'on ne constate pas d'allongement de cette flamme, on peut alors en réduire successivement la longueur.

La lampe Pieler (telle que son inventeur l'a construite), si elle n'est pas munie d'une cuirasse, ne doit jamais être utilisée dans des courants d'air chargés de grisou et animés d'une vitesse de 5 mètres par seconde. Lorsqu'on veut l'employer pour constater la présence du grisou, il faut avoir la précaution d'ausculter d'abord la galerie avec une lampe de sûreté ordinaire, car si la lampe Pieler venait à être introduite dans un mélange à haute dose de grisou, elle pourrait laisser passer la flamme et occasionner une explosion.

V. — Tirage des mines.

On doit reconnaître que le tirage des mines est l'une des causes principales ayant occasionné les catastrophes

dues au grisou ou aux poussières charbonneuses (1). Précisément, toutes les grandes catastrophes survenues dans les dernières années ont eu un coup de mine pour origine.

Le bassin d'Ostrau-Karwin a été particulièrement le théâtre de catastrophes de ce genre dont voici la nomenclature :

Explosion au puits Emma de Polnisch-Ostrau, le 8 octobre 1884, 20 victimes ; explosion au puits Johann de Karwin, le 6 mars 1885, 109 victimes ; explosion au puits Bettina de Dombrau, le 27 mars 1885, 59 victimes ; explosion au puits Sophie d'Orlau, le 28 novembre 1887, 14 victimes ; explosion au puits Joseph de Polnisch-Ostrau, le 5 avril 1888, 11 victimes ; explosion au puits Tiefbau de Witkowitz, le 15 avril 1889, 10 victimes.

Dans tous ces cas, la cause de l'inflammation du grisou a été un coup de mine tiré dans le charbon, soit que ce coup tiré ait été une infraction aux ordres donnés, soit du moins qu'avant de le tirer on ait négligé de s'assurer de la présence du grisou ou qu'on ne l'ait fait qu'imparfaitement.

On voit donc par là que la seule défense de tirer dans des parties de la mine reconnues comme dangereuses n'a pas empêché les catastrophes, et que les recherches de gaz prescrites n'ont pas été faites consciencieusement ou avec toute l'intelligence requise.

Le seul remède radical consisterait à interdire entièrement le tirage des mines dans les mines à grisou.

De telles mesures donnent fort à réfléchir, car une

(1) D'après la statistique des accidents survenus dans les mines d'Autriche pendant les 33 dernières années, il y en a 28,6 p. % qui sont dus au tirage des mines.

semblable défense pourrait être, pour certaines mines, une question de vie ou de mort.

Les appareils connus qu'on a proposé d'utiliser pour remplacer le tirage des mines dans les mines grisouteuses, et qu'on a essayés, *ne remplacent en aucune façon le tirage à la poudre. Dans l'état actuel où se trouvent ces moyens auxiliaires techniques, on peut moins que jamais supprimer le tirage des mines.*

Quand on tire des mines, l'inflammation du grisou peut se produire :

a Par la mèche ;

b Par la charge elle-même.

a *Le danger d'inflammation résultant de la mèche (particulièrement avec l'étoupille Bickford), peut être radicalement supprimé par l'emploi des amorces à friction du système Lauer ou de tout autre système, consacré par l'usage, d'inflammation centrale. On peut aussi déterminer l'inflammation à l'aide de l'électricité, mais alors il est nécessaire de veiller tout particulièrement sur la machine électrique et d'apporter les soins les plus minutieux à la pose et à l'isolement des fils conducteurs, car l'étincelle électrique éclatant entre les deux fils peut parfaitement enflammer le grisou.*

b *Le danger d'inflammation par la charge du trou de mine est surtout à redouter quand on emploie la poudre noire et ses dérivés, tandis que par l'emploi des explosifs brisants, tels que : dynamite, méganite, rhexite, etc., il n'y a que les coups faisant canon qui soient surtout dangereux.*

On diminuera le danger par un choix judicieux de l'emplacement du trou de mine et par un bourrage soigné. Dans les expériences faites, on a reconnu comme bon un bourrage fait avec du sable humide.

Les cartouches à l'eau, et autres *cartouches de sûreté* visant au même but, donnent une sécurité particulière quand on les emploie *concurrément avec des explosifs brisants*. Cependant, l'application de ce procédé de tirage des mines est très difficile, surtout en ce qui concerne le contrôle exact de la manière de procéder.

C'est pour cela, qu'on essaya de composer les explosifs homogènes connus sous le nom de *dynamites à grisou* (Wetterdynamite) ; ce sont des mélanges d'explosifs brisants avec des sels qui, au moment de la détonation, ont pour effet de diminuer la température de l'explosion, de former autour des gaz qui en résultent une couche isolante (1) et d'empêcher, de cette façon, l'inflammation du grisou. Des explosifs de cette sorte, qui sont connus sous les mélanges et les compositions les plus variés, peuvent être désignés sous le nom *d'explosifs de sûreté*.

Le degré de sécurité varie avec la nature et la composition du mélange. Dans les expériences faites à Ostrau, la *dynamite-grisou à la soude* (avec une composition de 52 p. % de nitroglycérine, 14 p. % de kieselguhr et 34 p. % de cristaux de soude) s'est particulièrement

(1) M. Mallard déclare qu'avec des explosifs brisants (cas d'une cartouche déposée simplement sur le sol, sans être recouverte), l'inflammation du grisou n'a pas lieu par suite de la colossale force d'expansion des gaz résultant de l'explosion ; ceux-ci se refroidissent, se mélangent rapidement avec l'atmosphère ambiante et par suite ne restent pas, à l'état de forte compression, assez longtemps en contact avec les mélanges grisouteux inflammables (Exposition universelle de 1889. Congrès international, Saint-Etienne 1889).

La Commission française nommée pour étudier l'emploi des explosifs dans les mines à grisou (*Annales des mines*, 8, S. B. XIV) recommande les mélanges d'explosifs brisants avec des sels d'ammoniac, et pourtant, d'après les expériences faites ici (Voyez : *Oesterreichische Zeitschrift* de l'année 1889, page 139), ces mêmes mélanges n'ont pas montré la même sécurité, bien qu'ils aient fourni un plus grand effet utile.

montrée à même de remplir le but proposé ; son effet utile a été à celui de la dynamite n° 2 comme 6:8. La sécurité obtenue à l'aide de la dynamite-grisou à la soude est immense, et l'on peut même dire presque absolue, quand on l'emploie dans les mines.

Par suite, et aussi longtemps que nous n'aurons pas un meilleur produit à notre disposition, l'emploi de cet explosif est à recommander pour le tirage des mines dans le charbon, pour l'abatage du toit dans les schistes ou autres terrains moyennement durs, etc., même en présence d'une poussière de charbon dangereuse.

Dans les terrains durs, il faudra bien toujours avoir recours à l'usage, avec toutes les précautions voulues, des explosifs brisants qui ont une plus grande force brisante, quoique l'on ne doive jamais cesser de tendre tous ses efforts à n'employer que des explosifs et des amorces qui ne puissent pas provoquer l'inflammation de mélanges grisouteux explosibles, avec ou sans présence de poussières charbonneuses, quand bien même on se rendrait coupable d'une négligence ou d'une infraction aux ordres donnés sur la manière de les employer. Sans aucun doute, la dynamite-grisou à la soude, combinée avec une amorce sûre, atteint le but qu'on se propose, puisque leur emploi permet d'obtenir, dans la mine, une sécurité presque absolue.

Du reste, il est hors de doute qu'avec de nouvelles recherches, on arrivera à trouver des explosifs brisants qui fonctionneront avec la même sécurité.

Le tirage des mines, avec les manipulations qu'il entraîne, ne devrait être autorisé, dans les mines à grisou, que sous les conditions suivantes :

L'emploi de la poudre noire et de tous ses dérivés est à interdire dans toutes les mines, à l'exception de celles qui ont très peu de grisou.

Dans les mines contenant moyennement ou beaucoup de grisou, le tirage avec des explosifs brisants et l'étou-pille Bickford peut être autorisé, en général, dans tous les chantiers où un examen sérieux à l'aide d'une lampe de sûreté bien reconnue pour sa sensibilité (lampe Pieler) n'aura pas permis de constater la présence du grisou. Y a-t-il un chantier où se seront montrées des traces de grisou, alors le tirage ne doit avoir lieu qu'avec l'autorisation et en présence d'un surveillant.

Si l'atmosphère d'un chantier vient à contenir de 1 à 1,5 p. % de grisou, alors l'inflammation des coups de mine ne peut plus avoir lieu qu'avec des amorces à friction système Lauer, ou autres amorces à inflammation centrale d'un système déjà éprouvé (leur emploi est soumis à l'approbation de l'Administration des mines). L'allumage à l'aide de l'électricité est également admissible, à la condition de veiller soigneusement sur la machine électrique et d'apporter les soins les plus minutieux à la pose et à l'isolement des fils conducteurs.

Si la teneur en gaz du courant d'air vient à s'élever à 2 et 2,5 p. %, on peut encore tirer, mais en employant toutes les précautions recommandées pour l'allumage des coups de mine, c'est-à-dire en se servant d'amorces à inflammation centrale et d'explosifs de sûreté (dynamite-grisou à la soude dans les proportions de 52 p. % de nitroglycérine, 14 p. % de kieselguhr et 34 p. % de cristaux de soude). L'usage d'autres explosifs ne peut avoir lieu qu'avec l'autorisation de l'Administration des mines. Lorsque la teneur en gaz du courant d'air atteint de 3 à 3,5 p. %, le tirage des mines doit être supprimé ; il en sera de même s'il existe, dans le toit des galeries, des vides dans lesquels on aura reconnu, avec la lampe de sûreté, la présence de mélanges grisouteux explo

sibles, quand bien même la teneur en gaz du courant d'air n'aurait pas encore atteint 3,5 p. %.

L'emploi de débris, de poussières de charbon ou autres matières susceptibles de brûler, doit être rigoureusement interdit comme bourrage. On peut recommander un bourrage humide.

Dans tous les chantiers pouvant offrir quelque danger, il faut choisir, pour faire jouer les mines, le moment où il se trouve le moins d'ouvriers possible dans leur voisinage.

Partout où le tirage des mines, en général, est autorisé, il y a pourtant lieu de créer, autant que possible en dehors du courant d'air général, des refuges où les ouvriers peuvent se retirer avant le tirage de chaque coup ou de chaque série de coups de mine. Il est également bon d'établir, en cas de besoin, et à des emplacements convenablement choisis, des portes d'abri.

VI. — Poussières charbonneuses.

Les expériences qui ont été faites au puits Wilhelm par le Comité local de Mährisch-Ostrau ont confirmé ce fait, qui était déjà connu auparavant, à savoir : que les poussières charbonneuses sèches, en suspension dans l'air de la mine ou amassées à la longue dans les galeries, sont dangereuses à un haut degré.

On est parvenu à enflammer toute espèce de poussière charbonneuse, soit en faisant détoner des cartouches de dynamite simplement déposées sur le sol, soit en tirant un coup de mine chargé avec de la dynamite et bourré avec de la poussière de charbon.

Certaines poussières sont facilement et d'autres difficilement inflammables, et c'est d'après cette facilité plus ou moins grande de s'enflammer, qu'on juge le degré de sensibilité de la poussière charbonneuse.

Avec des charges de 300 grammes de dynamite, on est parvenu à enflammer toutes les espèces de poussières qu'on a expérimentées.

La façon dont se comportent les poussières charbonneuses enflammées est variable. Certaines espèces produisent une sorte d'explosion avec une courte flamme, tandis que d'autres donnent une flamme très longue, qu'on peut comparer à celle qui résulterait d'une vraie explosion de grisou. C'est d'après ces phénomènes qu'on juge du *degré de danger présenté par la poussière charbonneuse*.

Le degré de sensibilité et le degré de danger que possède une poussière charbonneuse ne doivent pas forcément être toujours identiques. Les causes de cette différence ne sont pas encore suffisamment étudiées. La composition chimique et surtout les propriétés physiques d'une poussière exercent une influence sur ce point.

En présence d'une faible quantité de grisou, la sensibilité aussi bien que le degré de danger s'élèvent.

Par suite, puisqu'il n'existe pas une seule mine à grisou dont le courant de sortie d'air ne contienne pas de gaz, et qu'il n'est pas possible d'empêcher l'existence de dépôts de gaz dans les vides du toit des galeries, une simple inflammation de poussière offre par elle-même de grands dangers, parce que tous les dépôts partiels de gaz arrivent en contact avec la flamme et que les effets dévastateurs de l'explosion de poussière se trouvent considérablement augmentés.

On a proposé et appliqué avec plus ou moins de succès différents moyens en vue d'empêcher ou de diminuer les dangers qu'offre la présence des poussières charbonneuses. Ces moyens visent, soit l'enlèvement des poussières elles-mêmes, soit l'écartement du danger qu'entraîne leur présence.

Le tirage à la poudre constitue le danger principal dans une mine riche en poussière; par contre, l'éclairage est moins à redouter, car jamais une lampe à feu nu ne pourra provoquer une explosion de poussières charbonneuses. Lors des expériences faites à ce sujet, il n'y eut que très peu d'espèces de poussières, parmi les plus sensibles provenant des mines *de lignite* (et l'on en avait mis une grande quantité en suspension dans l'air), qui se soient enflammées au contact d'une grande flamme de lampe à feu nu, encore ne produisirent-elles que de petites détonations qui se propageaient sur une faible étendue. Dans les mines riches en poussières, mais n'ayant que peu de grisou, ou bien dans lesquelles ce gaz n'est qu'à l'état sporadique, on peut autoriser, dans certains cas, l'éclairage mixte et même, relativement, l'usage des lampes à feu nu, tandis que le tirage des mines doit être soumis à un contrôle très sévère et même entièrement interdit dans certaines circonstances.

Un remède radical contre le danger qu'offre la présence des poussières charbonneuses consisterait certainement dans l'interdiction absolue du tirage des mines, parce qu'on serait de la sorte efficacement garanti contre l'aggravation de danger que présentent les dépôts de gaz, lesquels ne font jamais défaut dans une mine à grisou.

Cependant, dans ce cas encore, on peut arriver à une sécurité presque absolue par l'emploi des dynamites-grisou, puisque, par exemple, même de fortes charges de dynamite-grisou à la soude, sous forme de cartouches librement déposées sur le sol, ne sont pas parvenues à enflammer la poussière la plus sensible.

Pour l'exploitation de mines à grisou riches en poussières charbonneuses, on devrait faire application des précautions suivantes :

Toutes les couches ou parties de couches riches en poussières devraient être partagées en champs d'exploitation de petite étendue, séparés par des massifs de sûreté et possédant chacun un aérage particulier, afin de localiser toute explosion possible de grisou ou de poussière charbonneuse.

Toutes les galeries mettant ces divers champs en communication seraient soigneusement closes et débarrassées de la poussière de charbon qui pourrait s'y trouver.

Il est recommandable de murailleur, au moins partiellement, de semblables galeries de communication et d'abattre la poussière qui pourrait en tout cas s'y amasser, soit en humectant le sol, soit en injectant l'eau à l'aide de petites pompes. On doit appliquer les mêmes précautions à toutes les voies de fond et de roulage.

Lorsqu'on commence les travaux préparatoires dans une couche, on doit éviter autant que possible de donner trop d'étendue à la découverte, soit en creusant des galeries inutiles, soit en mettant à nu de trop grandes surfaces. De même, on ne doit pas laisser circuler de l'air en quantité superflue dans les galeries ouvertes, parce qu'il en résulterait une action desséchante favorable à la production des poussières.

Vient-on à s'apercevoir que la poussière se développe et s'accumule dans l'un des quartiers de la mine, alors on ne doit autoriser le tirage des mines, à l'aide d'explosifs brisants, qu'autant qu'on aura eu soin auparavant de débarrasser, dans tout le champ d'action du coup de mine, soit sur une longueur de 10 mètres environ, la galerie des poussières qu'elles contient, en l'arrosant ou en y injectant de l'eau à l'aide d'une pompe. Si l'on n'arrive pas, par ce moyen, à obtenir la précipitation des poussières, alors il faut renoncer

au tirage des mines, ou bien employer dans ce cas des explosifs de sûreté, par exemple de la dynamite-grisou à la soude ayant la composition déjà indiquée.

Si au dégagement de poussière vient s'ajouter un dégagement de grisou, et si, en même temps, le courant d'air accuse un mélange gazeux de $1/2$ jusqu'à 1 p. ‰, alors on ne doit plus enflammer les coups de mine qu'à l'aide d'amorces à friction du système Lauer, ou d'autres amorces à percussion centrale fonctionnant sûrement, ou bien encore à l'aide de l'électricité, en observant toutefois les précautions usitées en pareil cas. Si le courant d'air est formé d'un mélange grisou-teux d'une teneur de 2 à $2,1/2$ p. ‰ de gaz, il faut alors supprimer le tirage des mines, même à l'aide d'explosifs de sûreté.

Le tirage des mines ne peut avoir lieu qu'en présence et sous le contrôle d'un surveillant de la mine (boute-feu), et encore doit-on employer toutes les précautions désirables en pareil cas.

VII. — Recommandations spéciales.

On doit observer scrupuleusement toutes les mesures de sûreté qui sont prescrites pour les mines à grisou, et, pour atteindre ce but, il faut une surveillance sérieuse et incessante de toute l'exploitation et de tous les différents travaux qui sont exécutés dans la mine.

La surveillance de chaque chantier en particulier appartient, en première ligne, aux ouvriers les plus vieux et les plus expérimentés ; ce sont ceux qu'on nomme : ouvriers d'élite, chefs de brigade. La surveillance plus étendue sera ensuite exercée par les surveillants (lampistes du fond, maîtres-mineurs), par les porions, chefs porions, sous-gouverneurs, gouverneurs, etc., et enfin par les employés (sous-ingénieurs, conducteurs de travaux, etc.).

a Les chefs de brigade ont à suivre exactement les ordres qui leur sont donnés par leurs chefs immédiats.

Dans les mines ou quartiers de mine où l'on n'a pas désigné spécialement de boute-feu, le tirage des mines ne peut être effectué que par les chefs de brigade, qui ont à suivre les instructions spéciales qui leur sont données par leurs chefs. Ce sont également eux qui sont obligés de contrôler exactement l'état de leur chantier et d'examiner les dégagements de gaz qui peuvent s'y produire.

Ils doivent communiquer sans retard le résultat de leurs observations à leurs chefs, maître-mineur ou porion.

b Les maîtres-mineurs, lampistes du fond, doivent visiter tous les chantiers placés sous leur surveillance régulièrement deux fois en 12 heures, mais au moins une fois si la journée est de 8 heures, et les examiner soigneusement, surtout en ce qui concerne les amas de grisou.

Ces mêmes surveillants ont à tenir la main à ce que les prescriptions relatives au tirage des mines soient scrupuleusement suivies. Ils doivent s'assurer que les lampes de sûreté employées sont en parfait état; si le courant d'air est frais et nulle part gêné, et, en outre, si toutes les autres prescriptions faites par la direction technique sont bien exécutées.

Le nombre des chantiers confiés à la surveillance d'un semblable maître-mineur ne doit pas être grand, et le nombre des ouvriers qu'il a à contrôler ne doit pas, en général, dépasser 50.

c Les porions, chefs porions, sous-gouverneurs, gouverneurs, ayant la conduite directe du travail, ont à contrôler le service des maîtres-mineurs; c'est à eux qu'appartient la surveillance de la marche de toute

la mine ou de tout un quartier de mine. Ils doivent faire alternativement, de semaine à autre, le service de jour et le service de nuit, parcourir chaque jour la mine et se communiquer réciproquement toutes leurs observations et toutes les dispositions prises par eux.

d Les employés (sous-ingénieurs, ingénieurs, conducteurs de travaux) exercent la haute surveillance sur tout le personnel de la mine.

Ils ont à veiller à ce que tous leurs ordres soient exécutés et que toutes les mesures de précaution imposées par eux soient strictement observées.

Pour atteindre ce but, il est à désirer et même nécessaire que, par des descentes effectuées de temps à autre, et même pendant la nuit, ils contrôlent l'activité de leurs agents subalternes.

Toutes les remarques faites dans la mine par les employés et les surveillants du fond, particulièrement celles qui concernent les infractions aux ordres donnés, et les indices de danger, ainsi que les mesures qu'ils auront prises sur place, doivent être, aussitôt la remonte effectuée, portées à la connaissance de la direction technique de la mine et inscrites sur un registre spécial qui doit exister à chaque puits.

Tous les surveillants d'une mine ont encore le devoir d'enseigner clairement et pratiquement aux ouvriers placés sous leurs ordres les propriétés du grisou et les dangers qu'il peut présenter quand on néglige de prendre les mesures de sécurité qui sont recommandées ; les employés, eux-mêmes, ne doivent pas négliger de donner cet enseignement, et il est même recommandable de faire remettre à chaque ouvrier un résumé de ces leçons sous forme de catéchisme ou de toute autre brochure facile à comprendre.

Il doit y avoir en outre, pour chaque mine à grisou,

des instructions spéciales, approuvées par l'Administration des mines, dans lesquelles il est tenu compte des circonstances locales de chaque mine, par exemple :

a Instructions pour les surveillants, concernant l'examen des diverses parties de la mine, en vue de constater la présence du grisou, l'aérage, la manipulation des lampes de sûreté, le tirage des mines, etc., et particulièrement toutes les dispositions à prendre en vue d'assurer la sécurité de l'exploitation dans les mines à grisou.

b Instructions pour les ouvriers, concernant la manière dont ils doivent se comporter pendant la descente et la remonte, et pendant le travail, quand ils remarquent des irrégularités dans la marche du courant d'air, ou d'autres faits inusités ; leur indiquant enfin les manipulations du tirage des mines et des lampes de sûreté.

Ces mêmes instructions doivent, en outre, interdire très sévèrement aux ouvriers, quand ils descendent dans la mine, de conserver sur eux des allumettes ou autres objets à l'usage des fumeurs, et des ustensiles destinés à ouvrir les lampes de sûreté.

c Une instruction générale sur la façon dont doivent se comporter les ouvriers et les surveillants à la suite d'une explosion de grisou ; sur les essais de sauvetage, les points de refuge, etc., etc.

Si la mine possède des appareils de sauvetage, l'instruction doit contenir une notice facile à comprendre sur la manière de les utiliser. Ces appareils doivent être tenus dans un état tel qu'on puisse s'en servir chaque fois qu'il en sera besoin, et quelques personnes doivent être exercées à la manière de s'en servir. Il faut encore se procurer des brochures indiquant les premiers secours à porter en cas d'accident ; par

exemple, celle des médecins de mines Dr von Korbélius et Dr O. Andrée (Vienne, librairie Manz, 1890), et les employés et surveillants de la mine devront connaître exactement leur contenu, et être à même d'appliquer sûrement les premiers remèdes indiqués.

Il serait bon que ces instructions soient rédigées de la même façon pour toutes les mines d'un même bassin, au moins autant que cela est possible et que les conditions particulières de la mine le permettent ; de la sorte, les personnes qui passeraient d'une mine dans une autre ne pourraient pas être induites en erreur.

Toute contravention aux ordres donnés doit être sévèrement punie d'après les règlements, car l'étourderie et la négligence d'un seul peuvent mettre en danger la vie et la santé d'un grand nombre.

On doit particulièrement poursuivre avec la plus grande sévérité toute négligence et toute violation des règles concernant le tirage des mines et l'éclairage, et il serait même urgent, à ce point de vue, d'obtenir de la police des mines des édits plus sévères que ceux qui existent actuellement.

Pour terminer, il est à désirer de voir continuer et publier la statistique des accidents occasionnés par le grisou.

Karwin, novembre 1891.

NOTE

SUR LA

FÊTE DU CINQUANTENAIRE DE M. FERDINAND CHALMETON

Directeur de la C^{ie} houillère de Bessèges.

A une époque où la nécessité d'améliorer les relations du capital et du travail s'impose, peut-on dire, à l'attention de tous les ingénieurs, il a paru intéressant de signaler aux lecteurs du *Bulletin* la remarquable fête du cinquantenaire de M. Ferdinand Chalmeton, directeur de la Compagnie houillère de Bessèges.

C'est le 1^{er} avril 1841 que M. Chalmeton prenait la direction technique et commerciale de la Compagnie de Bessèges ; c'est le 28 juin 1891 que lui était remis, dans le parc du château de Robiac, en présence de nombreux invités et des administrateurs, des ingénieurs, des agents, des employés et des 2.500 ouvriers de la Compagnie, un buste en marbre reproduisant ses traits, offert par tout le personnel de la Société.

Dans tous les discours qui ont accompagné la remise du buste, comme dans tous les toasts qui ont été portés à la fin du banquet qui l'a suivie et auquel tous les ouvriers ont pris part, il est rendu un éclatant hommage aux efforts incessants de M. Chalmeton en faveur des ouvriers.

Le premier, M. Murgue, ingénieur divisionnaire de la Compagnie, louant l'œuvre du sculpteur Allard, a peint son modèle en ces termes caractéristiques :

« Oui, Monsieur le Directeur, ce sont bien là les
« traits qu'une longue collaboration nous a appris à

« aimer ; c'est bien votre regard, votre sourire, et il
 « nous plaît de vous revoir ainsi, comme en une apo-
 « théose, vous qui avez été non seulement le Directeur
 « habile et vigilant d'une exploitation prospère, mais
 « encore, et surtout, le patron bienfaisant, charitable et
 « bon.

« 'Tel est, en effet, le trait dominant de votre longue
 « et brillante carrière ; depuis le temps de votre jeu-
 « nesse ardente, où, disciple de Fourier, vous vous
 « enflammiez pour ses généreuses chimères, jusqu'aux
 « récentes journées où vous organisiez dans nos rangs
 « la Société fraternelle des amis de l'ordre et du tra-
 « vail, tout, dans votre œuvre, révèle une pensée
 « unique et obsédante : venir en aide au travailleur,
 « l'encourager dans ses efforts, le soulager dans ses
 « misères, et cela, sans trop vous inquiéter des défail-
 « lances ou des mauvais vouloirs, comme si vous eussiez
 « pris pour devise ce beau vers du poète :

« Même ingrats, il est doux d'avoir fait des heureux. »

Le discours de M. Murgue terminé, les ouvriers de Bessèges et de Molières sont venus exprimer à leur Directeur leurs sentiments de profonde reconnaissance. Nous relevons dans le discours du délégué des premiers cette phrase significative :

« Nous, plus jeunes, nous avons néanmoins ressenti
 « l'influence de votre grande bonté et de cet esprit
 « libéral et généreux qui vous pousse à vous occuper
 « sans cesse des travailleurs, à chercher tous les
 « moyens capables d'améliorer pratiquement leur sort.
 « Outre les caisses de secours et de retraites qui nous
 « assurent contre les maladies, les blessures, la vieil-
 « lesse, vous avez su, par la création de nombreux
 « livrets de gratification, nous encourager et nous faire

« apprécier la générosité de notre excellente Compagnie. »

Le délégué des ouvriers de Molières est un poète languedocien dont il est difficile de ne pas admirer ces strophes :

« Sias tant bon qué voudrias soulaja li miséro,
 « Dau carbou faire d'or et nous lou partaja ;
 « Sias tant bon qué voudrias qu'amassen din Moulièro,
 « Un trésor per lou temps qué vous foudra pausa.
 « Voulès nosté bonhur. Touti vosti pensado
 « Soun per lou paure ouvrié, qu'aïmas coumo un enfant,
 « Coumo Antonin, diras, aï perdu ma journado
 « Se restavias un jour sans douna pléno man.
 « L'aglan, quand s'es fa chaîne, au sourèl s'espandis
 « Et sus li col estend si branco à vert fuiage,
 « Lis aucels s'y pausan en bastissen si nis,
 « Bénissou lou bon Diou et cantou si ramage.
 « Sias aquel chaîne, ô vous qu'avès founda la mino ;
 « Li minurs à vost' ombr' au basti sis oustau,
 « Bénissou vosté noum, car an sus la coulino,
 « La gléiso per préga, per gari l'Espitau. »

A son tour, M. Marsaut, ingénieur en chef de la Société, a insisté sur le caractère humanitaire de la carrière de M. Chalmeton :

« Mais ce qui rehausse tout particulièrement votre
 « belle carrière, c'est le caractère humanitaire dont
 « elle est empreinte. Esprit libéral, essentiellement
 « juste et bon, vous pratiquez le rôle de Directeur dans
 « le sens noble et vrai ; je puis le proclamer, ayant eu
 « l'honneur et le plaisir de vivre trente-six ans dans
 « l'intimité de vos pensées et de vos actes de direction.
 « Arbitre équitable et toujours bienveillant pour les
 « ouvriers, chargé d'intérêts qu'on représente à tort
 « comme antagonistes, car les uns et les autres ne peuvent
 « obtenir satisfaction que d'une prospérité com-

« mune, vous avez su faire à chacun sa part légitime.
 « Et vous avez pu la faire large pour le personnel,
 « parce que vos bonnes inspirations et votre initiative
 « généreuse ont toujours été partagées et accueillies
 « avec empressement par un Conseil d'administration
 « composé d'hommes éclairés et pénétrés de leurs
 « devoirs envers les travailleurs: Il en est résulté de
 « hauts salaires, constamment supérieurs à ceux des
 « industries similaires, une organisation générale, des
 « institutions de secours et de prévoyance citées
 « comme des modèles et distinguées, d'ailleurs, par
 « trois médailles d'or dans l'intéressante section de
 « l'Economie sociale à l'Exposition de 1889. »

Pour M. Roussellier, agent général de la Compagnie à Marseille, c'est en s'attachant personnellement tous ses collaborateurs que M. Chalmeton a assuré le succès de son œuvre :

« Eh bien ! ces collaborateurs à tous les degrés, vous
 « avez su les grouper autour de vous, vous avez su
 « vous les attacher, vous les avez formés, instruits,
 « élevés, vous avez su les faire valoir ; vous leur avez
 « inspiré confiance et amour, parce que vous-même
 « vous aimez ceux qui vous entourent, et c'est là votre
 « secret de gouvernement que je voulais faire connaître. Vous les aimez, non comme ces mères faibles
 « qui font les enfants gâtés, vous les aimez comme un
 « père de famille ferme et fort, bienveillant et juste
 « qui, donnant l'exemple d'une vie impeccable, sait
 « faire de ses enfants des hommes dignes de lui.

« Si la prospérité de la Compagnie était le but, l'affec-
 « tion pour votre personnel ainsi comprise et pratiquée
 « était votre moyen d'action, et vous avez si largement
 « prodigué votre sollicitude que personne ne pouvait
 « vous marchander son concours. »

En ouvrant la série des toasts, Mgr Gilly, évêque de Nîmes, a annoncé que le Saint-Père avait nommé M. Chalmeton chevalier de Saint-Grégoire-le-Grand. La lettre adressée à cette occasion par Sa Sainteté au Directeur de Bessèges met bien en lumière les motifs de cette flatteuse distinction :

« L'application constante, inspirée par la charité
 « chrétienne, avec laquelle vous ne cessez de veiller à
 « la sécurité et au bien des ouvriers de votre Com-
 « pagnie, les éloges qu'on Nous a faits de votre probité
 « et de vos sentiments chrétiens, l'élévation de votre
 « esprit et de votre cœur, Nous portent à vous conférer
 « un titre honorifique qui vous prouvera les sentiments
 « affectueux dont Nous sommes animé à votre
 « égard. »

M. Graffin, directeur des mines de la Grand'Combe, au nom de tous ses collègues du Gard et des Bouches-du-Rhône, a porté la santé du doyen des ingénieurs du Sud-Est ; il a fait un fidèle tableau des difficultés que M. Chalmeton a dû tout d'abord vaincre et a rendu hommage aux idées généreuses qu'il a toujours professées :

« Arrivé dans le Gard en 1852, onze ans seulement
 « après vous, j'ai pu, par les difficultés de cette époque,
 « juger celles bien plus grandes que vous aviez eues
 « à surmonter dans les années qui avaient précédé.

« Bessèges, sans autre communication qu'une route
 « accidentée, était alors un pays isolé, presque inhabité.

« Malgré cela, ses exploitations étaient déjà citées
 « pour leur bon aménagement, conçu et exécuté par
 « leur jeune directeur.

« Nous venions alors, en franchissant les montagnes

« avec nos jambes de vingt-deux ans, rendre visite aux
« quelques camarades de Bessèges.

« Dans ces réunions, avec l'esprit d'investigation
« propre aux jeunes ingénieurs, nous étions unanimes
« pour voir en vous un maître dans l'art des mines,
« nous subissions le charme que vous exerciez pour
« grouper autour de vous un personnel d'élite de
« maîtres-mineurs et d'ouvriers.

« C'est que vous apparteniez, Monsieur Chalmeton, à
« cette pléiade d'ingénieurs, vrais pionniers de l'indus-
« trie naissante dans le Gard. J'ai nommé les Talabot,
« Callon, Thirion et Beau.

« C'est que, disciple, dans vos premières années,
« d'une école nouvelle dont les idées extra-généreuses
« avaient un instant rallié toute la jeunesse ardente de
« 1830, vous apportiez dans l'organisation la vraie pra-
« tique de ces idées, en laissant de côté tous les écarts
« et toutes les utopies de la doctrine industrialiste.

« C'est ainsi que, dès l'origine, tout en consacrant
« votre science et votre intelligence à préparer la pros-
« périté des exploitations que vous dirigiez, vous ne
« négligiez rien pour améliorer le sort de votre popu-
« lation de travailleurs en y amenant le bien-être et
« l'aisance. »

M. A. Silhol, vice-président du Conseil d'administra-
tion de la Compagnie de Bessèges, a souligné la par-
faite communauté de vue qui, au point de vue ouvrier,
comme d'ailleurs à tous autres, a toujours existé entre
les administrateurs et le directeur de la Société :

« L'une des préoccupations les plus constantes, la
« plus constante, devrais-je dire, a été d'apporter, dans
« les rapports de la Compagnie avec les employés et
« les ouvriers, à la fois la plus stricte justice et la plus
« large bienveillance. Pleinement convaincu que les

« intérêts sont entièrement solidaires, que la prospérité
 « commune est inséparable, le Directeur a rencontré
 « chez les administrateurs les mêmes convictions pro-
 « fondes, et tous ensemble ont travaillé de leur mieux
 « à assurer à leurs collaborateurs une situation actuelle
 « satisfaisante et un avenir tranquille. La manifestation
 « d'aujourd'hui, cette offre touchante de l'œuvre si
 « réussie d'un de nos plus éminents sculpteurs, destinée
 « à perpétuer un souvenir aimé, montre que les efforts
 « de M. Chalmeton ont été justement appréciés. Ce
 « nous est un encouragement à faire de nouveaux
 « efforts dans la même direction, à persévérer dans la
 « voie si bien tracée, heureux d'y conserver toujours
 « un guide dont l'entrain ne se dément pas, dont
 « l'ardeur et la jeunesse d'intelligence ne connaissent
 « pas le poids des ans. »

On nous en voudrait de ne pas reproduire ici intégralement les toasts de M. Castel, Président de la Société de l'Industrie minérale, de M. Parran, l'éminent directeur de la Compagnie de Mokta et de M. H. Charvet, membre du Conseil d'administration de la Société des anciens élèves de l'Ecole des mines de Saint-Etienne :

« Je crains bien, a dit d'abord M. Castel, de ne pouvoir exprimer, en termes qui rendent suffisamment
 « mes sentiments intimes, le plaisir que j'éprouve en
 « assistant à cette fête de famille, à laquelle je remercie
 « bien sincèrement l'administration de votre Compagnie d'avoir bien voulu m'inviter.

« Oui, c'est bien une fête de famille, une véritable
 « noce d'or, une de ces fêtes touchantes qu'il est donné
 « à bien peu de mortels de célébrer.

« Vous voilà, après cinquante années de travail, de
 « dévouement et d'honneur, entouré de cette seconde

« famille qui s'est constituée autour de vous et qui
 « a trouvé en vous un chef aimé et vénéré, de
 « cette famille industrielle dont vous pouvez bien
 « vous dire le père, et qui se compose de vos ingé-
 « nieurs, de vos employés et de vos ouvriers ; puis,
 « vous avez devant vous ces enfants de votre activité,
 « ces mines de Bessèges, qu'on peut dire que vous
 « avez créées, et que votre habile et prudente direction
 « a portées à un degré de prospérité dont nous n'avons
 « en France qu'un petit nombre d'exemples.

« Et puis, à côté de cette famille qui tient à vous par
 « des liens plus étroits, n'oublions pas les amis qui ont
 « tenu à honneur de venir vous serrer la main en ce
 « jour, et tous ceux qui n'ont pu venir, mais dont la
 « pensée se tourne certainement vers vous à l'heure
 « qu'il est, et qui vous adressent de loin leurs affec-
 « tueux souvenirs et leurs vœux de bonheur.

« Pour moi, voilà quarante ans, si je ne me trompe,
 « que je vous ai vu pour la première fois ; cela ne date
 « pas d'hier. C'était, il me semble, en 1851, lors d'une
 « visite faite à Bessèges par M. l'inspecteur général
 « Combes, accompagné de l'ingénieur en chef d'Alais,
 « M. Thibaud, et de l'ingénieur ordinaire, M. Dupont.
 « Je me souviens encore de l'impression que firent sur
 « moi, à cette époque, vos travaux si intelligemment
 « conduits ; mais, depuis lors, que de progrès ont été
 « réalisés ! Vous avez eu, sans doute, et vous avez
 « encore aujourd'hui des collaborateurs brillants et
 « parfaits, mais la main directrice se reconnaît toujours ;
 « vous avez été pour ces collaborateurs le meilleur des
 « guides.

« Ce n'est pas, d'ailleurs, seulement au point de vue
 « des travaux des mines et de l'organisation industrielle
 « et commerciale que votre œuvre se fait admirer.
 « Vous avez songé de bonne heure à améliorer le sort

« de vos ouvriers, et les institutions de prévoyance de
 « Bessèges, vos caisses de secours et de retraites sont
 « aussi un modèle que l'on peut proposer à toutes les
 « Compagnies de mines, et dont on ne saurait trop vous
 « remercier. Vos ouvriers, ces collaborateurs du premier
 « degré, l'ont bien senti, et la reconnaissance qu'ils
 « vous témoignent aujourd'hui doit être bien douce à
 « votre cœur.

« Permettez-moi, après vous avoir exprimé les sen-
 « timents d'une vieille amitié personnelle, de vous
 « adresser les félicitations de la Société de l'Industrie
 « minérale, dont tous les membres sont aujourd'hui de
 « cœur avec nous, de cette Société dont vous êtes un
 « des membres les plus honorés et les plus aimés, et
 « qui vous compte au nombre de ses chers doyens. »

« Si je me permets de prendre la parole dans un
 « jour comme celui-ci, a déclaré à son tour M. Parran,
 « c'est au nom de notre vieille amitié, c'est au nom de
 « ma Compagnie, dont vous avez été l'un des fondateurs,
 « et à laquelle vous n'avez cessé d'apporter le concours
 « précieux de vos lumières et de votre expérience. Je
 « suis heureux d'être ici son interprète.

« C'est sans doute une chose rare, dans les annales
 « de l'industrie, qu'une période de cinquante années
 « consacrées par la même personne à la même entre-
 « prise, depuis ses débuts jusqu'au plein épanouissement
 « d'une prospérité durable.

« Mais c'est un privilège plus rare et plus enviable
 « encore d'avoir su, comme vous, dans une aussi
 « longue carrière, conserver l'affection, l'estime ou le
 « respect de tous, d'être surtout, comme vous aujour-
 « d'hui, l'objet d'une manifestation aussi imposante. Le
 « souvenir de cette journée radieuse ne saurait
 « s'effacer de nos cœurs, mais nous sommes fiers de
 « penser qu'il ne disparaîtra pas avec nous.

« Il est, en effet, devenu impérissable sous le ciseau
 « d'un maître illustre qui a taillé dans le marbre, pour
 « la postérité, l'image vivante de votre personne. Dans
 « un élan spontané, la touchante reconnaissance de
 « votre personnel a voulu qu'il en fût ainsi.

« En vous offrant ce témoignage, dont aucun autre
 « ne saurait surpasser la valeur, en vous décernant
 « aujourd'hui, sous ces ombrages et près de cette
 « demeure qui évoquent la mémoire d'un homme
 « respecté, en vous décernant, dis-je, un triomphe sans
 « précédent, vos collaborateurs n'ont pas fait seulement
 « un acte de gratitude, ils ont fait aussi, et par cela
 « même, un acte d'une portée et d'une signification
 « morale que personne ne saurait contester. Je leur en
 « adresse mes plus chaleureuses félicitations. »

M. Henri Charvet s'exprime enfin en ces termes :

« Permettez, cher Camarade, à la Société amicale des
 « anciens élèves de l'Ecole des mines de Saint-Etienne
 « de joindre, à ces nombreux témoignages de si vive
 « affection et à ces félicitations si méritées, l'expression
 « des sentiments qu'elle éprouve pour vous.

« Mes collègues du Conseil d'administration de notre
 « Société amicale, sachant que je devais assister à
 « cette belle fête, qui doit faire date dans les annales
 « de l'industrie, m'ont chargé de vous dire, en son nom
 « et au nom de tous ses membres, la joie mêlée d'un
 « légitime orgueil que tous nous ressentons en voyant
 « l'existence de l'un de nos plus illustres camarades se
 « prolonger ainsi au milieu de la sympathie si profonde
 « de tous ceux qui l'ont aidé dans sa tâche, de ceux
 « qui l'aident encore, ainsi que de tous ceux qui
 « l'entourent dans ce bassin houiller dont il fut l'un
 « des créateurs.

« La Société amicale est fière d'un tel exemple à

« donner aux jeunes camarades, comme étant celui de
 « l'existence industrielle la mieux remplie par le travail,
 « la plus loyale dans les rapports avec les ouvriers et
 « ses aides de tous les degrés. Les jeunes aiment, en
 « effet, à voir devant eux, comme des étoiles leur
 « traçant le chemin dans les moments difficiles, les
 « camarades qui, comme vous, Monsieur Chalmeton, ont
 « obtenu le succès. Mais aussi, en connaissant l'histoire
 « de votre carrière industrielle, ils apprendront que ce
 « succès ne vient pas seul et qu'on ne l'acquiert sûre-
 « ment que par cet ensemble de qualités éminentes du
 « cœur, de l'intelligence et du caractère qui sont votre
 « auréole.

« Tous nos camarades présents ici et tous ceux qui
 « savent qu'à cette heure nous sommes réunis autour
 « de vous se joignent à moi, de tout cœur, pour vous
 « féliciter et vous souhaiter que de longues années
 « encore vous soyez conservé à l'affection de votre
 « famille, à celle de votre Compagnie, à celle de vos
 « camarades ! »

Il suffit de lire les réponses de M. Chalmeton aux discours qui lui ont été adressés et aux toasts qui lui ont été portés pour connaître le secret de sa popularité.

« M. Murgue, a-t-il dit, après la remise du buste, a
 « rappelé dans son beau discours l'enthousiasme
 « qu'avait éveillé dans mon âme la lecture, alors que
 « j'étais jeune, des livres de Charles Fourier. Il a dit
 « que j'avais été séduit par les généreuses chimères de
 « ce penseur.

« Cela est vrai, Messieurs, j'ai espéré et j'espère
 « encore l'amélioration de notre ordre social. Le temps
 « est proche peut-être où l'accord se fera entre toutes
 « les classes et où le travail, le talent, le capital, rece-
 « vront chacun une juste rémunération. C'est pour

« tâcher d'atteindre ce résultat que je suis resté
 « cinquante ans à la tête de notre Compagnie et, si nos
 « efforts n'ont pas complètement réussi, le succès que
 « nous avons déjà obtenu prouve que nous n'avons pas
 « poursuivi un but chimérique. »

Puis, s'adressant à l'ouvrier qui l'a harangué en patois, M. Chalmeton s'écrie :

« Oï, moun ome, m'as fa bien plaisi et pos diré a ti
 « camarodos qué toujours entré nautres seren amis
 « jusqu'à la mort. Aïmé lou minur parce qu'és bon
 « travaïaire, parce qu'és courajous et que jamaï requieulo
 « devant lou dangé. »

Après le toast de Mgr Gilly, le nouveau chevalier de Saint-Grégoire-le-Grand a répondu à l'évêque de Nîmes :

« J'accepte avec la plus vive reconnaissance la faveur
 « dont je suis l'objet, et j'ajoute que j'en suis fier, car
 « tout ce qui émane de Léon XIII est un bien inesti-
 « mable.

« Pendant que tous les souverains et tous les gou-
 « vernements préparent une guerre plus ou moins
 « prochaine et inventent les engins de destruction les
 « plus terribles, n'est-il pas beau, en effet, de voir
 « Léon XIII, régnant dans une sphère plus élevée,
 « étonner le monde par une Encyclique désormais
 « immortelle, apprendre aux humbles quels sont leurs
 « droits, aux privilégiés quels sont leurs devoirs et
 « prêcher à tous les hommes l'union et la concorde ? »

A ses collègues, à ses amis, à ses camarades, le Directeur de Bessèges a dit enfin :

« Le superbe bronze que M. Graffin, au nom des
 « directeurs de mines de la région, vient de m'offrir

« en termes chaleureux et sympathiques, les sentiments
 « affectueux qui me sont exprimés avec une remarquable
 « éloquence par mon ami Parran, par M. Alfred Silhol,
 « vice-président de la Compagnie houillère de Bessèges,
 « et par l'honorable Inspecteur général des mines,
 « M. Castel, au nom de la Société de l'Industrie minérale,
 « me prouvent que je me trompais quand je disais,
 « tout à l'heure, que la Compagnie houillère ne formait
 « qu'une famille. J'aurais dû dire que c'étaient les
 « Compagnies des mines de la région qui, avec leurs
 « employés et ouvriers, ne formaient qu'une seule et
 « même famille, à laquelle s'unissait la Société de
 « l'Industrie minérale.

« Je prie M. Henri Charvet de transmettre tous mes
 « remerciements à nos collègues, et, puisque l'occasion
 « s'en présente, qu'il me permette de lui exprimer mes
 « regrets que l'idée de faire assurer les ingénieurs,
 « mise en pratique dans plusieurs exploitations de
 « mines et, notamment, dans celle de Montrambert, ne
 « soit pas encore acceptée par tous les ingénieurs et
 « exploitants de France. »

Pour M. Chalmeton, cette dernière phrase le prouve, tous les travailleurs, depuis l'ingénieur jusqu'à l'ouvrier, sont également intéressants et tous ont droit à la sollicitude de leur directeur. On ne se contente pas d'ailleurs à la Compagnie houillère de Bessèges de déclarations plus ou moins retentissantes à l'adresse des ouvriers et, comme l'a excellemment dit le vénéré Président de la Société de l'Industrie minérale, les institutions de prévoyance de la Société sont un modèle dont on ne saurait trop la louer. Comment s'étonner dans ces conditions du merveilleux succès de la fête du 28 juin 1891 ? Comment être surpris de l'absence de toute note discordante ?

Il nous sera permis d'exprimer en terminant le vœu que le bel exemple donné par M. Chalmeton soit suivi par tous ceux qui, comptant sur une intervention toujours promise, mais toujours retardée de l'Etat, s'attardent dans la pratique d'institutions patronales surannées et légitiment ainsi un certain nombre des griefs formulés par les ouvriers au cours de toutes leurs grèves. Tous n'auront peut-être pas leur jour comme M. Chalmeton, pour employer le mot de l'un des admirateurs du Directeur de Bessèges, M. A. Armand de Marseille, mais tous pourront se dire qu'en obtenant enfin de leurs Compagnies une organisation rationnelle des caisses de secours et de retraites des ouvriers, ils ont bien rempli leur rôle social d'ingénieurs.

PRIX-COURANTS

DES

CHARBONS ET COKES — FONTES, FERS ET ACIERS, ET MÉTAUX DIVERS

AU 15 FÉVRIER 1892.

CHARBONS ET COKES

A Saint-Etienne.

la tonne.

Pérats, bonne qualité	29f,00	31f,00
— qualité ordinaire	26,00	28,00
Grelassons et débris, premier choix	25,00	27,00
— — deuxième choix.	22,00	24,00
Petites chatilles lavées	20,00	21,50
— non lavées.	17,00	18,00
Grenettes lavées	17,00	18,00
Malbroug	21,00	24,00
Charbon pour gaz, première qualité	"	20,00
— — deuxième qualité.	17,00	19,00
Menu sortant forge, première qualité	22,00	25,00
— — deuxième qualité.	20,00	21,00
Menu criblé ou lavé forge.	19,00	21,00
Grenettes lavées forge	21,00	22,00
Charbon de chauffage, première qualité	17,00	20,00
— — deuxième qualité	14,00	16,00
Menu pour la grosse forge.	17,00	18,00
Menu pour fours à chaux.	11,00	12,00
Menu fin ordinaire	12,00	14,00
Agglomérés.	22,00	25,00
Coke lavé, premier choix.	30,00	35,00
— deuxième —	25,00	30,00
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	23,00	25,00
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage	26,00	30,00
— escarbilles	12,00	15,00

Mouillères de Rive-de-Gier.

Pérats	"	"
Grêles	24,00	29,00
Chatilles.	19,00	25,00
Malbroug	21,00	23,00
Menu	14,00	17,00
Agglomérés.	21,00	23,50
Coke lavé	30,00	35,00
Coke non lavé	23,00	25,00
Agglomérés ovoïdes	"	21,00

Nord et Pas-de-Calais.

Demi-gras industriels, gros.	22	à 25	la tonne.
Gaillerie	20,50	à 23	—
Tout-venant	15	à 17,50	—
Châtilles au-dessus de 0,05	12,50	à 15	—

Belgique.

Cokes.	14,50	à 15	—
----------------	-------	------	---

FONTES, ACIERS ET FERS**SAINT-ÉTIENNE :**

Aciers naturels : massiaux.	20	francs les 100 k.
— billes laminées en ogive	21	— —
— languettes trempées	26	— —
Aciers Siemens-Martin : lingots bruts	15 à 25	— —
— dégrossis	17,50 à 35	— —
— étirés	21,50 à 35	— —
Aciers cimentés	30 à 35	— —
Aciers ordinaires laminés au grand mill	20	— —
— moyen mill	25	— —
— petit mill	30	— —
Aciers fondus Siemens-Martin laminés au grand mill	30 à 48	— —
— — — — — moyen mill	25 à 45	— —
— — — — — petit mill	23 à 40	— —
— — — — — p ^e bandages	25	— —
— — — — — coutellerie	50	— —
Aciers corroyés raffinés : 1 corroyage	90	— —
— 2 —	100	— —
— 3 —	110	— —
— 4 —	120	— —
Aciers fondus au creuset	40	— —
— pour limes.	60 à 80	— —
— pour coutellerie	70	— —
Acier chromé	200	— —
— au tungstène	300	— —
Produit mixte (fer et acier fondu).	120	— —
Fers fins : massiaux	13 à 18	— —
— pour l'artillerie.	34	— —
— pour usages spéciaux.	30 à 36	— —
Fers fins au bois.	38	— —
Fers laminés au grand mill	22 à 30	— —
— moyen mill.	25 à 34	— —
— petit mill, 1 ^{re} catégorie	35 à 42	— —
— 2 ^e —	30 à 38	— —
Gros fers forgés et martelés pour forge.	34 à 48	— —
Fers (prix de base)	17,50	— —
Tôles ordinaires	24	— —

Tôles n° 2	25	francs les 100 k.
— 3	27	— —
— 4	30	— —
— 5	35	— —
— 6	39	— —
— 7	42	— —
Tôles acier construction.	25	— —
— — chaudière	31	— —

NORD	Fontes d'affinage	70	—
	— pour Bessemer	75	—
	— pour Martin	77,50	—
	Fonte de moulage.	85	—
BELGIQUE.	Fers marchands.	11,50 à 14,25	—
	Poutrelles.	11,50	—
	Cornières	12,50	—
	Tôles	14,25 à 28,75	—
PARIS.. . . .	Fers marchands	15,50 à 16	—
	Fers à planchers.	16,50 à 17	—
	Tôles n° 2, prix de base.	20	—
ALLEMAGNE.	Siegen, fonte spiegel	70 à 88,75	—
	— Bessemer	67,50	—
	— Thomas	62,50	—
	Fers en barres	15,625 à 16,25	—
	Tôles fines corroyées	16,25 à 16,85	—
ANGLETERRE.	Fers en barres	13,45 à 13,75	—
	Cornières.	13,125 à 13,75	—
	Tôles simples	16,90 à 19,40	—

Cours des métaux.

CUIVRE : Londres : Chili bon ordinaire.	109,35	les 100 kil.
Cuivres raffinés	120 à 122	—
Paris : Chili en barres.	117	—
— marques ordinaires.	115	—
— choisies	125	—
PLOMB : Londres : Plomb d'Espagne	26,25	—
— Anglais	27,50	—
Paris	28,25	—
ZINC : Londres : marques ordinaires	54	—
— spéciales.	54,50	—
Paris : Silésiens	59,50	—
bonnes marques.	59	—
ETAIN : Londres : Détroits.	225,50	—
Paris : Banca.	245	—
— Billiton.	238,75	—
— Détroits.	236,25	—

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ

1° Publications périodiques.

- Annales des Mines, tome XX, 5^e liv. de 1891 (8^e série).
- Annales des Ponts et Chaussées : octobre, novembre 1891.
- Annales industrielles, 10 numéros.
- Association amicale des anciens élèves de l'Ecole nationale supérieure des mines : bulletins d'octobre et novembre 1891.
- Bulletin de la Société d'Encouragement : décembre 1891.
- Bulletin technologique de la Société des anciens élèves des Ecoles nationales d'arts et métiers : 12^e liv. (1891), 1^e et 2^e liv. de 1892.
- Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse : bulletins d'octobre, novembre et décembre 1891. — Table générale des matières contenues dans les 60 premiers volumes de 1826 à 1890. — Table des matières de sujets traités aux Comités d'utilité publique de commerce et d'histoire, de statistique et de géographie. — Bulletin spécial (décembre 1891). — Les premières voies ferrées en Alsace. — Chemin de fer de Strasbourg à Bâle, par M.-P.-D. Bazaine, ingénieur en chef des ponts et chaussées en retraite.
- Bulletin de l'Union des charbonnages : 23^e année ; n^{os} 10, 11 et 12 (1891).
- Le Génie Civil : tome XX, 10 numéros.
- Jurisprudence générale, par Dalloz : 11 cahiers de 1891. — 1^{er} cahier de 1892.
- Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils : octobre et novembre 1891.
- La Nature (Revue) : 19^e année, 4 numéros. — 20^e année, 6 numéros.
- Résumé des séances de la Société des Ingénieurs civils : 24 juillet, 7 août, 2 octobre, 16 octobre, 6 novembre, 20 novembre, 4 décembre et 18 décembre 1891.
- Revue de la Législation des mines, par E. Delecroix : septembre-octobre, novembre-décembre 1891.
- Revue universelle des Mines et de la Métallurgie, de Cuyper : tome XVI, octobre, novembre et décembre 1891.
- Société des ingénieurs sortis de l'Ecole provinciale d'Industrie et des Mines du Hainaut, tome XX, 3^e livraison ; tome XXI, 4^e liv. ; tome XXII, 1^{re}, 2^e et 3^e liv. 1891.

Memoirs and Proceedings of the Manchester literary and philosophical Society : volume IV, nos 1, 2, 3, 4 (1890-1891).

Proceedings of the South-Wales institute of Engineers.

Iron, the Journal of sciences metal and manufactures : volume XXXVIII, 4 numéros ; volume XXXIX, 6 numéros.

The Engineering and mining Journal : tome LII, 6 numéros ; tome LIII, 4 numéros.

Transactions of the North of England institute of mining and mechanical Engineers tome XXXVIII, 3^e partie ; tome XXXIX, 1^{re} et 2^e parties (1891), tome LX, 1^{re}, 2^e, 3^e et 4^e parties. — Annual Report, Accounts, List of Members, Charter, Bye-Laws, 1 volume.

Transactions of the New-York Academy of Sciences, volume IX, nos 5, 6, 7 et 8 ; volume X, nos 4, 5 et 6 (1890-1891).

Jahrbuch der K. K. Geologischen Reichsanstalt, tome LX, 2^e et 3^e liv., tome LXI, 1^{re} liv. (1891).

Verhandlungen der K.K. Geologischen Reichsanstalt.

Oesterreichische Zeitschrift für Berg und Hüttenwesen, tome XXXIX, 2 numéros.

Zeitschrift der deutschen geologischen gesellschaft.

Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen-Wesen : tome XXXIX, 4^e liv. (1891) ; Statistique : tome LX, 1^{re} liv. (1892).

Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure : tome XXXV, 4 numéros ; tome XXXVI, 6 numéros.

Zeitschrift für das Deutsche Eisenhüttenwesen : tome XI, n^o 12 (1891) ; tome XII, nos 1, 2 et 3 (1892).

Giornale del Genio civile, Rome : octobre-novembre 1891.

Boletin de minas y construcciones, de Lima : 8^e année, vol. 3, nos 34, 35, 36 et 37.

Revista minera metallurgica y de Ingeniera : 9 numéros.

Jern-Kontorets, Stockholm, 6^e et 7^e liv. 1891.

2^e Dons faits à la Société.

L'Industrie moderne (revue), 1 livraison.

Notizie sul Servizio Minerario e Geologico raccolte per Cura Dell'Ispettorato Delle Miniere Nell'occasione Dell'Esposizione di Palermo nel 1891-1892.

Compte-rendu des séances du 14^e Congrès des ingénieurs en chef des Associations de propriétaires d'appareils à vapeur tenu à Marseille les 4, 5, 6 et 7 mai 1890, 2 exemplaires.

ACTES ADMINISTRATIFS

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX

DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 18 janvier 1892.

Sont présents : MM. Baretta, Brustlein, Chansselle, Clair, Eyraud Max., Grand'Eury, Leseure, du Rousset, Termier, Voisin et Wéry. — S'excusent : MM. Castel, Crozet, Desbief, Devillaine, Tauzin et Villiers.

Admission de 8 nouveaux membres ; 7 démissions ; 2 décès.

Examen de la situation irrégulière de quelques membres qui ne reçoivent pas les publications depuis plusieurs années et dont on ne connaît pas l'adresse. — Radiation de 7 membres.

Composition de la 3^e livraison, tome V.

Réception de notes et mémoires pour la 4^e livraison.

Vœu émis par le Comité du district d'Alais (Voir le *Compte-Rendu* de janvier 1892). La question est réservée, le Conseil estimant qu'elle est de celles dont il convient de saisir l'Assemblée générale.

Nomination de la Commission de comptabilité pour 1891.

Congrès de Saône-et-Loire. Sur la demande de M. Schneider, il est ajourné à l'année 1893.

SUPPLÉMENT

A LA LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 15 FÉVRIER 1892.

NOUVEAUX MEMBRES

Charra (J.), ingénieur aux Aciéries de Longwy, à Mont-Saint-Martin (Meurthe-et-Moselle).

Dubost (F.), ingénieur à la Compagnie houillère de Bessèges, Bessèges (Gard).

Moutté (A.), ingénieur aux Mines d'Anzin, à Escaudain (Nord).

Peyralbe (J.), ingénieur des Mines de Belmez, à Peñarroya, province de Cordoue (Espagne).

Potier (ALEXANDRE), chef des travaux aux usines de la Compagnie de Saint-Gobain, à Montluçon (Allier).

Scudier (MAURICE), ingénieur de la Société des Aciéries de France, au Gua, par Aubin (Aveyron).

Société des mines de Carmaux, 11, avenue de l'Opéra, Paris.

Soulages (AUGUSTE), contrôleur des mines, 24, rue de la Bourse, Saint-Etienne.

Tixier (FRANÇOIS), ingénieur des mines et usines de Chanac (Corrèze).

Tomsen (E.), ingénieur honoraire des mines, directeur des charbonnages Gneisenau, Preussen et Scharnhorst (Harpener Bergbau-Actien-Gesellschaft), consul de Belgique, Ostwall, 36, à Dortmund (Westphalie).

CHANGEMENTS D'ADRESSES

Adenot (J.), ingénieur aux Aciéries d'Imphy, à Imphy (Nièvre).

Bajard (A.), ingénieur, rue Boëldieu, 4, à Béziers (Hérault).

Bergaud (AUG.), ingénieur-directeur des Mines de Fléchinelle, à Estrée-Blanche (Pas-de-Calais).

Briehaux (J.-P.), maître de forges, à Breteuil-sur-Itou (Eure).

Charlon (E.), ingénieur, 18, rue Emeric-David, à Aix-en-Provence (Bouches-du-Rhône).

Doury (JULES), ingénieur de la Compagnie des chemins de fer andalous, mines de Belmez, province de Cordoue (Espagne).

Dujardin-Beaumetz (F.), ingénieur-conseil de la Société des mines de Carmaux, délégué du Comité central des Houillères de France, 64, rue des Petits-Champs, Paris.

Gavet (LOUIS), ingénieur civil, Le Soulier, par Alais (Gard).

Goumoëns (de), administrateur de la Société des Houillères de Ronchamps, à Morges (Suisse).

- Hardy** (E.), ingénieur civil des mines, avenue Jules-Janin, 16, Paris.
- Lombard** (LOUIS-FRANÇOIS), ingénieur de la Commission géographique de l'Etat de Minas Geraës, à Barbacena (Brésil).
- Matheron** (J.-C.), ingénieur aux mines de Commentry (Allier).
- Monet** (A.-R.), ingénieur civil des mines, 8, rue Lambrecht, Douai (Nord).
- Payen** (A.), amodiateur des mines de Janon, à Terrenoire (Loire).
- Raspal**, ingénieur aux mines de la Compagnie houillère de Bessèges (Gard).
- Simon** (RENÉ), ingénieur civil des Mines, 41, rue Gambetta, Saint-Etienne.
- Tay** (TOUSSAINT), ingénieur aux Mines d'anthracite de La Mure, La Motte-d'Aveillans (Isère).
- Tellier** (LÉON), ingénieur de la Société de Bois-d'Avroy, 34, rue des Oies, à Liège (Belgique).
- Walton-Brown**, Esq., Westmoreland House-Low Fell-Gateshead-upon-Tyne (Angleterre).
- Wencélius** (LÉON), ingénieur civil, à Niederbronn (Alsace).

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

LA MÉTALLURGIE

A L'EXPOSITION INDUSTRIELLE DE SAINT-ÉTIENNE

Par MM. REYNAUD et MARIOTTE,
ingénieurs de la C^{ie} des Forges et Aciéries de Saint-Etienne.

La Ville de Saint-Etienne se trouvant au centre d'une région où l'industrie sidérurgique a pris depuis quelques années un développement considérable, il était naturel de voir les différentes usines se donner rendez-vous à l'Exposition industrielle de cette ville et chercher à se surpasser mutuellement par la variété et la beauté des produits exposés. Aussi la section de la métallurgie est-elle une des plus intéressantes de l'Exposition.

Parmi les installations les plus remarquables nous citerons celles :

1° Des Aciéries et Forges de la Marine et des Chemins de fer ;

2° Des Forges et Aciéries de Saint-Etienne ;

3° Des Aciéries de Firminy ;

4° Des Aciéries J. Holtzer et C^{ie}.

En seconde ligne viennent les différentes usines où l'on s'occupe principalement de la transformation du fer et de l'acier en produits autres que les barres marchandes, telles que :

La maison Déflassieux (roues forgées et essieux montés) ;

La maison Brunon (roues et emboutis divers) ;
L'usine Neyrand (clous et tréfilés divers), etc.

Enfin, nous n'oublierons pas une exposition intéressante et ayant le mérite de la nouveauté, nous voulons parler des différents produits obtenus avec l'aluminium par la Société Electro-métallurgique Française dans ses usines de Froges (Isère).

Nous allons passer en revue ces diverses expositions, en donnant tous les détails intéressants dont nous avons pu avoir connaissance, et en tâchant de faire ressortir ce qui caractérise chacune d'elles.

ACIÉRIES DE SAINT-ÉTIENNE ET HAUTS-FOURNEAUX DE CHASSE

En entrant dans la galerie des Machines par la porte sud, on trouve à droite un groupe formé par les Aciéries de Saint-Etienne et les Hauts-Fourneaux de Chasse.

C'est de Chasse que les Aciéries de Saint-Etienne tirent en grande partie leurs fontes.

Hauts-Fourneaux de Chasse.

L'exposition de Chasse se compose :

1° De divers échantillons de minerais et entr'autres des briquettes obtenues par agglomération des pyrites grillées ;

2° D'une vitrine contenant les échantillons des fontes et quelques barreaux ayant servi aux essais de choc.

Description de l'usine de Chasse. — L'usine de Chasse est située entre le Rhône et la grande ligne de Lyon à Marseille ; elle est reliée à la gare de Chasse dont elle est distante de 500 mètres, par un embranche-

ment particulier. L'emplacement avait été choisi dans le but d'utiliser le fleuve pour les transports. Mais les arrivages n'étant pas réguliers, il faudrait des stocks considérables pour l'approvisionnement en minerai. Aujourd'hui la castine seule arrive par eau. Elle est entassée sur un quai de déchargement desservi par une grue à vapeur.

L'installation comprend :

1° Deux hauts-fourneaux avec leur halle de coulée. Ils ont une hauteur de 17 mètres et pourraient produire chacun 50 à 55 tonnes en marche normale. Par suite de la difficulté de l'écoulement, on est obligé de réduire la production à 40 tonnes. Les appareils à air chaud sont au nombre de 4 et du système Cowper.

2° Deux machines soufflantes verticales de 100 chevaux chacune, alimentées par sept chaudières à vapeur d'une force totale de 350 chevaux chauffées par les gaz perdus des hauts-fourneaux. On a conservé aussi une vieille machine horizontale qui pourrait être utilisée comme machine de secours.

3° Une halle pour le coke et la préparation des charges qui sont montées par des monte-charges hydrauliques.

4° Des parcs pour le minerai, la castine et les fontes.

5° Enfin, un atelier d'agglomération récemment installé pour la fabrication des briquettes de pyrite grillée.

Les hauts-fourneaux présentent comme particularité d'avoir leur creuset construit en briques de fer. Ils ont une capacité intérieure de 150 mètres cubes et sont soufflés par le vent des appareils à air chaud, qui est à une température moyenne de 600°.

Matières premières. — Les minerais employés à Chasse sont en grande partie de provenance étrangère (Algérie, Espagne, Grèce). La C^e possède en Algérie la

concession d'El-Kimen. Comme minerais indigènes, il faut citer celui de Beau-Soleil, d'Allevard et celui de Romanèche.

Utilisation des pyrites grillées. — Depuis la disparition des usines de Terrenoire, la C^{ie} de Chasse s'est assurée pour quelques années une partie de la consommation des pyrites grillées, provenant de la fabrication de l'acide sulfurique et dont Terrenoire avait le monopole. Ces pyrites qui constituent un minerai de fer riche ne peuvent pas être employées directement. Il faut les agglomérer pour en faire des briquettes. L'atelier où s'opère cette transformation comprend une machine à double compression système Couffinhal pouvant produire 100 tonnes de briquettes par 24 heures et actionnée par une machine à vapeur de 30 chevaux.

La matière agglomérante est de la chaux hydraulique dans la proportion de 7 p. $\%$. Les briquettes ne sont passées au fourneau qu'après un séchage préalable de quatre à cinq jours.

Voici l'analyse d'un échantillon de minerai de pyrite, avant et après agglomération :

	Avant agglomération.	Après agglomération.
Silice.....	6,65	6,450
Alumine.....	2,10	2,200
Chaux.....	0	4,550
Fer.....	60	57,150
Manganèse.....	0	0
Soufre.....	1,350	1,330
Phosphore.....	0,015	0,015

Les fondants employés sont des calcaires contenant environ 50 p. $\%$ de chaux, quelquefois de la magnésie, et provenant de la Grive, Lagnieu, Saint-Péray.

Le combustible se compose de coke de Roche-la-Molière ou de Rive-de-Gier.

Classification des fontes. — Les fontes obtenues à Chasse sont en grande partie des fontes supérieures.

Elles sont classées après la coulée suivant la nature du grain :

N° 1. Fonte grise à gros grains de couleur très foncée.

N° 2. Fonte grise à grains un peu moins gros plus irréguliers.

N° 3. Fonte à grains fins de couleur claire.

N° 4. Fonte truitée grise — grains blancs sur fond gris.

N° 5. Fonte truitée blanche — fond blanc avec quelques grains noirs.

N° 6. Fonte blanche.

Fonte rubanée. — On appelle ainsi une fonte de structure particulière, ne rentrant pas dans les catégories ci-dessus, caractérisée par une alternance de bandes grises et blanches dont la séparation est plus ou moins nette. C'est une bonne fonte de puddlage. On peut en voir dans la vitrine de l'Exposition. Dans la composition on trouve :

Silicium	0,900 à 0,700
Soufre.....	0,040 à 0,080
Phosphore.....	0,045 à 0,090
Manganèse.....	2,500 à 3

Classification d'après la qualité. — Outre cette classification d'après le grain, les fontes sont divisées en catégories suivant leur qualité :

1° Fontes Bessemer, marque B, dans lesquelles la teneur en soufre ne dépasse guère 0,080 et en phosphore 0,040. Ces fontes très pures conviennent pour la fabrication des aciers fins, peuvent s'employer aussi pour puddlage,

Voici des compositions d'échantillons exposés :

	N° 1.	N° 2.
Silicium	1 à 2	1
Soufre.....	0,015	0,030
Phosphore	0,044	0,044
Manganèse.....	3	2,700

2° Fontes EK, ainsi désignées parce qu'elles sont produites avec du minerai d'El-Kimen et de l'île d'Elbe. Ces fontes se distinguent par leur teneur peu élevée en manganèse et conviennent pour le puddlage des fers de qualité supérieure. Elles peuvent s'employer aussi pour moulage de pièces résistantes. Voici des analyses correspondant à ces deux catégories :

	Nos 3, 4, 5, pour fer fin.	Nos 1, 3, 4, 5, pour pièces mécaniques.
Silicium...	1,250 à 0,900	2,000 à 0,650
Soufre.....	0,050 à 0,090	0,025 à 0,100
Phosphore.	0,055	0,050
Manganèse.	1,100	1,150

3° Fontes BT, contenant du manganèse, mais peu de soufre et phosphore. Lorsqu'elles sont très chargées en manganèse, elles peuvent remplacer le spiegel dans le puddlage. Voici la composition des fontes cristallisées dont l'aspect se rapproche beaucoup de celui du spiegel :

Silicium	0,800 à 0,500
Soufre	0,040 à 0,060
Phosphore....	0,040 à 0,090
Manganèse.....	3 à 8

4° Fontes mi-fines ou MF, grises ou blanches, employées couramment dans le puddlage, dont voici la composition :

Fonte MF n^{os} 3 et 4. Fonte MF blanche.

Silicium.....	1,50 à 0,90	0,600
Soufre.....	0,100 à 0,150	0,150
Phosphore.....	0,150 à 0,200	0,200
Manganèse	1,60	0.900

5° Fontes ordinaires blanches, qui ne sont produites qu'en petite quantité.

6° Enfin les fontes spéciales, telles que le spiegel qui est obtenu avec les teneurs suivantes :

Silicium.....	0,500
Soufre.....	0,010
Phosphore.....	0,050 à 0,100
Manganèse	8, 10, 12, 15

Acéries de Saint-Etienne.

Produits exposés. — L'exposition comprend une partie des produits fabriqués à l'usine du Marais et entr'autres un groupe d'un assez bel effet, formé par 4 tubes de 14 centimètres bruts de forge reposant sur un blindage en acier ébauché à 32 centimètres d'épaisseur et supportant un phare en acier moulé destiné aux forts belges, puis :

I. — Tôles et blindages.

1 disque en tôle de fer de 2^m,63 de diamètre.

1 tôle de fer n° 7 montrant tous les genres de travaux de chaudronnerie pouvant s'appliquer aux plaques de foyers.

2 Tôles chromées de 4 millimètres en acier fondu sur sole, ayant résisté au tir réglementaire de 5 balles à 10 mètres avec le fusil modèle 1874.

Travaux divers de chaudronnerie en tôles chromées.— Plusieurs plaques de 9 millimètres d'épaisseur

en acier spécial de Saint-Etienne ayant subi le tir à 50 mètres avec le fusil Lebel ;

1 Blindage cintré en acier de 10 centimètres d'épaisseur destiné aux tourelles du *Dupuy-de-Lôme*.

II. — Bandages et essieux.

1 Bandage en acier de 2^m,800 de diamètre,

1 — en fer de 2^m,550 —

1 Frette laminée de 2^m,220 —

1 Bandage en acier aplati sous les chocs d'un mouton de 1.000 kilog. tombant d'une hauteur de 10 mètres,

1 Essieu de tender,

1 — de wagon,

1 — coudé pour locomotive.

III. — Canons et frettes.

1 Tube pour mortier de 24 centimètres.

1 — canon de 80 —

1 Frette à tourillons pour canon de 42 centimètres,

1 — — — de 65 millimètres.

1 Manchon forgé sur mandrin pour canon de 32 cent.

IV. — Obus.

Obus de 42,

— 24,

— 14,

— creux de 220.

V. — Moulages d'acier.

Outre le phare, sont exposés :

1 Hélice à 4 ailes parfaitement réussie,

1 Corps d'affût pour canon de 32 centimètres.

1 — — — de 10 —

Pièces diverses, telles que pignons, engrenages à chevrons, etc,

VI. — *Aciers à outils et divers.*

Canons de fusils Lebel,
Barres laminées diverses,
Disques pour enveloppes d'obus.

Nous allons maintenant donner quelques détails sur l'usine du Marais et passer en revue ses différentes fabrications.

Description de l'usine. — Les ateliers de la Compagnie des Fonderies, Forges et Aciéries de Saint-Etienne, sont situés au Marais et reliés au réseau P.-L.-M., par un embranchement (PL. XXIII, FIG. 1). L'usine fondée en 1865 ne se composait alors que d'un atelier de puddlage, une grosse tôlerie et un atelier de bandages, et quelques pilons. Elle a pris, depuis, un développement considérable ; elle comprend aujourd'hui :

1° Un atelier de puddlage desservi par 20 fours, un train de laminoir et 3 pilons ;

2° Une aciérie avec 4 fours dont 3 du système Martin-Siémens et un four Pernot, desservis par deux ponts roulants ;

3° Un atelier pour le moulage de la fonte et de l'acier, qui a pris ces derniers temps une grande extension ;

4° Une halle contenant un train vertical pour laminier les bandages, et 2 pilons, les appareils pour la trempe des canons et des obus ;

5° Un gros mill et 2 gros trains à tôles et à blindages actionnés par une machine verticale de 500 chevaux.

6° Une halle contenant 3 trains pour tôles moyennes et tôles minces, avec une machine de 600 chevaux.

Deux ateliers pour le cisailage des tôles ;

7° Une grosse et une petite forge comprenant

1 pilon de 65 tonnes, 1 de 20 tonnes, 2 de 15, 1 de 12, 8 de 2 à 6 tonnes.

8° Des ateliers de montage et d'ajustage ;

9° Les ateliers de réparations et d'entretien, charpente, chaudronnerie, briquetterie, magasins, etc.

FABRICATION DES TOLES ET DES BLINDAGES

Tôles. — La fabrication des tôles constitue la production la plus importante de la Compagnie des Aciéries de Saint-Etienne. Cette production dépasse 1.200 tonnes par mois et peut atteindre 20.000 tonnes par an.

L'installation de la grosse tôlerie est remarquable. Elle se compose de 2 trains munis de galets d'entraînement actionnés par une petite machine à vapeur ; ces trains sont desservis par 5 fours à réchauffer dont un est destiné spécialement à la fabrication des blindages. Une tenaille hydraulique portée par une grue également hydraulique sert au chargement des paquets ou des lingots du poids de 15 à 16 tonnes. Bientôt tous les fours seront desservis par des tenailles d'un système analogue. Tous les mouvements de changement de marche, soit des cylindres, soit des galets, sont obtenus au moyen de l'eau sous pression.

L'usine de Saint-Etienne peut fabriquer des tôles de toute épaisseur et de toute dimension jusqu'à une largeur de 2^m,50 — et 2^m,60 quand il s'agit de disques.

Tôles de fer. — Malgré l'importance qu'a prise depuis quelque temps la fabrication des tôles d'acier, la production des tôles de fer ne s'est pas ralentie ; c'est une des spécialités des Aciéries de Saint-Etienne, qui fournissent les principales Compagnies de chemins de fer et entr'autres les Chemins de fer italiens de la Méditerranée. Voici la classification des tôles de fer avec les résultats qu'elles donnent aux essais.

EN LONG					EN TRAVERS					
QUALITÉ	LIMITE d'élasticité par m/m^2	CHARGE de rupture par m/m^2	ALLONGEMENT		STRICITION $\frac{s-s'}{s}$	LIMITE d'élasticité.	CHARGE de rupture.	ALLONGEMENT		STRICITION $\frac{s-s'}{s}$
			sur 400	sur 200				sur 400	sur 200	
1			Sans essais.					Sans essais.		
2	22	33	11	10	0,12	20	29	4	3	0,05
3	22	33	16	14	0,17	22	31	6	5	0,08
4	22	33	19	16	0,22	22	31	12	10	0,12
5 doux	20	32	22	18	0,30	20	31	17	14	0,20
5 dur	21	33	22	20	0,32	21	32	17	14	0,22
6 doux	20	32	24 $\frac{1}{2}$	20	0,35	20	32	19	15	0,25
6 demi-dur ...	21	33	24 $\frac{1}{2}$	20	0,35	21	33	19	15	0,25
6 dur	22	34	24 $\frac{1}{2}$	20	0,35	22	34	19	15	0,25
7 doux	20	32	26	21	0,36	20	32	20 $\frac{1}{2}$	16	0,28
7 demi dur ...	21	34	26	21	0,36	21	34	20 $\frac{1}{2}$	16	0,28
7 dur	22	36	26	21	0,36	22	36	20 $\frac{1}{2}$	16	0,28
7 extra dur ..	23	38	26	21	0,36	23	38	20 $\frac{1}{2}$	16	0,28

Tôles d'acier. — Depuis quelques années, l'emploi des tôles d'acier a pris une grande extension même pour la construction des chaudières. La Marine emploie exclusivement l'acier, et certaines compagnies de chemins de fer commencent à en faire usage. Les tôles d'acier se divisent donc en deux catégories : les tôles d'acier construction et les tôles d'acier chaudière. Pour ces dernières, il faut un acier d'une qualité spéciale. Les Aciéries de Saint-Etienne fabriquent, pour cet usage, un acier très pur avec des fontes de la Loire, des fers fins puddlés et des riblons d'acier choisis. Ces matières, déjà pures, subissent encore une épuration sur la sole du four Martin basique, comme s'il s'agissait de matières impures ; on enlève le laitier une ou deux fois par opération. On arrive de cette façon à obtenir un acier extra-doux ne contenant pas plus de deux à trois dix-millièmes de soufre et de phosphore. Les tôles d'acier peuvent se classer en quatre grandes catégories :

Tôles extra-douces	donnant une résist.	de 35 à 38 ^k	all ^t 30 à 32 p.°/o
Tôles douces	—	—	38 à 42 ^k - 30 à 26 p.°/o
Tôles demi-dures	—	—	45 à 55 ^k - 24 à 20 p.°/o
Tôles dures	—	—	au-dessus de 55 ^k .

Comparaison entre les tôles d'acier et les tôles de fer pour la construction des chaudières. — L'emploi de l'acier dans les chaudières exige de grandes précautions, et beaucoup préfèrent encore aujourd'hui, pour cet usage, la tôle de fer de Saint-Etienne, qui donne des résistances analogues à celles de l'acier. Les deux principales raisons qui font adopter l'acier dans les chaudières sont : 1° que les tôles d'acier coûtent moins cher que les tôles de fer ; 2° qu'avec l'acier on peut réduire les épaisseurs et par suite diminuer le poids des chaudières, ce qui a une grande importance surtout

dans la Marine. Mais il faut remarquer que si les tôles d'acier coûtent moins cher, leur travail est beaucoup plus coûteux, en raison des précautions à prendre, perçage à la mèche, rabotage des pinces et des amorces, recuit après travail, etc.

Quant au second point, il n'a pas une importance énorme, puisqu'avec les tôles de fer de Saint-Etienne on obtient à peu près la même résistance qu'avec l'acier, d'autant plus qu'on a une tendance aujourd'hui à n'employer pour les chaudières que de l'acier extra-doux.

En outre, l'emploi de l'acier offre-t-il les mêmes garanties que celui du fer? On peut répondre que oui, si on a bien pris toutes les précautions énoncées plus haut. Le recuit enlève les tensions créées par le travail; mais si ce recuit n'est pas fait ou s'il est mal fait, on est dans de très mauvaises conditions. Nous allons rappeler, à ce sujet, quelques expériences faites dans les usines du Marais : 1° par le Contrôle d'une grande Compagnie de chemins de fer; 2° par la Marine.

1° *Essais comparatifs sur l'écrouissage du fer et de l'acier (Compagnie du Midi)*. — Des barrettes découpées à la cisaille, en bandes rectangulaires de $500^{\text{m/m}} \times 108$ ont été poinçonnées à la machine avec un écartement de $32^{\text{m/m}}$ entre le bord des trous; puis chauffées, elles ont été cintrées à la température du rouge sombre, les unes suivant la forme **C**, les autres suivant la forme **∞**. Après refroidissement, elles ont été rivées deux par deux et dérivées de même à froid — chauffées de nouveau, elles ont été redressées à la température du rouge sombre — après un dernier refroidissement, elles ont été mortaisées à la forme définitive des barrettes et essayées à la traction. Voici les résultats des essais :

		Tôles de fer n° 7.	Tôles d'acier.
Barrettes naturelles avant tout travail	{ Résistance. .	37,7	39,2
	{ Allongement	25,7 p.‰	35 p.‰
Barrettes cintrées C poinçonnées et redressées à chaud	{ Résistance. .	37,1	43,6
	{ Allongement	25 p.‰	19,2 p.‰
Barrettes cintrées S poinçonnées et redressées à chaud	{ Résistance. .	37,5	47,1
	{ Allongement	26,3 p.‰	14 p.‰

2° *Ecrouisseage de l'acier par travail à basse température (Marine)*. — La barrette A a été cassée par traction à l'état ordinaire ; les autres ont été chauffées puis allongées par traction à la température de 210° ; la traction a été suspendue pour la barrette B, lorsque l'allongement était de 10 p. ‰ ; pour C, lorsqu'il était de 5 p. ‰ ; pour D, lorsqu'il était de 2,5 p. ‰. Après refroidissement, les barrettes ont été reprises à la machine de traction jusqu'à rupture et ont donné les résultats suivants :

	Résistance.	Allongement.
Barrette A, essai naturel. . . .	36,9	30 p. ‰
Barrette B, essai à 210°	39,7	10
Barrette C, —	34,2	5
Barrette D, —	27,3	2,5
Barrette B, cassure à froid . .	44,8	13,5
Barrette C, —	40,2	19
Barrette D, —	37,7	23

Ces expériences montrent l'influence de l'écrouisseage sur l'acier et, par suite, l'importance du recuit après le travail ; elles prouvent tout au moins que les tôles de fer n° 7 de Saint-Etienne peuvent avantageusement supporter la comparaison avec les tôles d'acier pour chaudières.

Tôles chromées. — Les Aciéries de Saint-Etienne ont livré et livrent encore à la Marine des tôles chromées

de 2, 3, 4, 10, 15, 20, 30 et 60 millimètres. L'épaisseur la plus courante est celle de 4 millimètres qui doit supporter le tir, à 10 mètres, de cinq balles en plomb durci, tirées avec le fusil modèle 1874. L'acier employé est de l'acier Martin fondu sur sole basique, d'une très grande pureté et donnant, en général, 80 et 90 kilog. de résistance, avec 9 à 10 p. % d'allongement. Malgré cette dureté, ces tôles se travaillent très bien grâce au traitement qu'elles subissent. Elles s'emboutissent parfaitement à chaud, ainsi que le prouvent les échantillons exposés, et, à froid, se plient à bloc sans gerçures comme de l'acier doux.

Tôles de protection en acier « spécial Saint-Etienne ». — Les Aciéries de Saint-Etienne ont livré à la Marine, et au Japon pour le pont du croiseur l'*Hashidate*, des tôles en métal dur non chromé remplissant le même but que celui-ci et ayant l'avantage de coûter moitié moins. Le métal employé est de l'acier très pur, très chargé en carbone et donnant 70 à 80 kilog. de résistance avec 12 à 15 p. % d'allongement ; cet acier est obtenu sur sole acide avec des matières très pures. L'expérience a démontré qu'une tôle spéciale de 5 millimètres d'épaisseur résiste au tir du fusil modèle 1874 dans les mêmes conditions qu'une tôle chromée de 4 millimètres. Le métal se travaille aussi très bien.

Les Forges et Chantiers de la Méditerranée ont construit avec cet acier des flasques d'affûts qui ont donné d'excellents résultats.

Enfin, la Compagnie a livré ces derniers temps des plaques spéciales de 9 millimètres d'épaisseur qui arrêtent absolument la balle du fusil Lebel à 50 mètres. Des essais ont été faits dernièrement au stand de Saint-Etienne. On tira sur chaque plaque des feux de

salve de 5 balles, à 50 mètres. Les empreintes produites ont été insignifiantes et aucun renflement visible ne s'est produit de l'autre côté de la plaque au point correspondant au point d'impact, ainsi qu'on peut le constater sur les échantillons exposés.

Blindages. — Les Aciéries de Saint-Etienne peuvent livrer des blindages en fer ou en acier jusqu'à l'épaisseur de 35 centimètres et du poids de 25.000 kilog. environ. Elles ont fourni les blindages des ponts du *Vengeur*, du *Formidable*, du *Marceau*, du *Tage*, du *Korniloff*, etc., et travaillent actuellement pour le *Chanzy*, le *Jauréguiberry*, le *Charles-Martel*, le *Bugeaud*, etc.

La Compagnie a entrepris aussi la construction des tourelles cuirassées de navires ; elle en a livré déjà pour le *Dupuy-de-Lôme*, le *Magenta* et le *Neptune* et elle va mettre en chantier celles du *Brennus*. Ces tourelles se composent d'un double platelage en tôles d'acier doux, reliées entre elles et avec le blindage par une infinité de prisonniers, et d'un plafond composé d'un platelage en acier doux de 10 millimètres recouvert d'une tôle en acier spécial de 20 millimètres ; ces deux tôles sont réunies entre elles par des prisonniers.

* FABRICATION DES BANDAGES ET ESSIEUX

La Compagnie des Forges et Aciéries de Saint-Etienne s'est occupée, dès le début, de la fabrication des bandages, qui, autrefois, se faisaient exclusivement en fer et ne se font plus aujourd'hui qu'en acier. On a commencé tout d'abord à employer l'acier doux. Mais à la suite d'essais faits dans diverses usines et notamment de ceux poursuivis par la Compagnie de l'Est dans les usines du Marais, sur des bandages en acier dur analogue au métal dit : « acier Vickers », les Compagnies de Chemins de fer adoptèrent définitivement ce

métal caractérisé par une charge de 65 kilog. avec un allongement de 15 à 18 p. 0/0. Ces bandages résistent à trois ou quatre chocs d'un mouton de 1.000 kilog. tombant d'une hauteur de 10 mètres. Ils ont sur les bandages en acier doux le grand avantage de ne s'user que lentement et d'une façon régulière, et de présenter, dans leur emploi, une sécurité au moins aussi grande. Il n'a jusqu'ici été signalé aucune rupture en service parmi ceux qui ont été livrés à l'Est, au Midi, à l'Ouest et à l'Orléans.

Le métal employé est de l'acier fondu sur sole acide et ne contenant pas plus de 3 dix-millièmes de soufre et de phosphore ; il est obtenu au moyen de fontes très pures transformées par le puddlage en massiaux ne contenant pas 1 dix-millième de soufre et de phosphore ; ces massiaux sont ensuite employés au Martin en même temps que des fontes fines.

Essieux et roues montées. — On fabrique dans les usines du Marais des essieux de toutes sortes soit en fer soit en acier, droits et coudés. La Compagnie pourrait livrer par mois 400 paires de roues montées.

FABRICATION DES CANONS ET FRETTES

Les Aciéries de Saint-Etienne fabriquent les canons et les frettes pour la Guerre et la Marine, depuis le canon de 65 millimètres jusqu'au canon de 19 centimètres pour la Marine et aux mortiers de 24 pour la Guerre, et y compris les frettes pour canons de 42.

L'acier employé est obtenu dans les mêmes conditions que pour les bandages Vickers, c'est-à-dire, avec des matières très pures. On coule à plusieurs fours lorsqu'il s'agit des gros tubes qui nécessitent des lingots de 30 tonnes.

Forgeage. -- Depuis 1888, l'usine du Marais possède un pilon de 65 tonnes pouvant être porté à 75 tonnes, et de 5^m,250 de course. La chabotte pèse 320 tonnes et l'écartement des jambages est de 6 mètres. Ce marteau-pilon est desservi par huit hommes seulement. Une puissante grue à vapeur et un chariot actionné par la pression hydraulique permettent de manœuvrer avec facilité les plus gros lingots.

Forgeage sur mandrin. — Nous allons dire quelques mots d'un procédé de forgeage avec lequel les Aciéries de Saint-Etienne ont obtenu un plein succès. C'est le forgeage sur mandrin pour arbres et manchons creux. (On peut voir un de ces manchons à l'Exposition).

Le lingot après avoir été refroidi avec toutes les précautions voulues, est percé, en son centre, d'un trou suffisant pour l'introduction d'un mandrin en acier forgé. La partie la plus mauvaise du lingot disparaît par cette opération. Le mandrin sert à mettre le lingot dans le four et à l'amener sous le pilon ; il faut opérer avec précaution pour éviter que le manchon ne s'échauffe trop et que le forgeage ne vienne l'emprisonner dans la pièce.

Ce procédé peut s'appliquer également aux tubes et aux grosses frettes.

Trempe. — Les grands tubes sont chauffés dans un four vertical où ils reçoivent un mouvement de rotation continu dans le but d'obtenir une égale répartition de la température. On les trempe dans les bûches spéciales contenant de l'huile et de l'eau suivant les cas. Ces bûches ont une profondeur de 12 mètres.

Les frettes sont trempées dans une bûche à courant d'eau froide.

FABRICATION DES OBUS

Obus en acier chromé. — Les Aciéries de Saint-Etienne livrent à la Marine des obus de rupture de tous les calibres depuis les obus de 14 et au-dessous jusqu'à ceux de 42. Les usines de la Loire ont acquis dans cette fabrication spéciale une réputation bien méritée. Mais les Aciéries de Saint-Etienne présentent cette particularité, qu'elles réussissent très bien avec de l'acier fondu sur sole, tandis que partout ailleurs l'acier pour obus est obtenu au creuset.

Le point délicat dans cette fabrication est la trempe. Pour les obus de gros calibre, les Aciéries de Saint-Etienne opèrent avec un petit four à gaz recouvrant l'obus qui reçoit par dessous un courant d'eau froide agissant au centre. La pointe est ensuite trempée séparément, en la recouvrant d'une capote en tôle dans laquelle circule un courant d'eau froide.

Projectiles de grande capacité. — Les Aciéries de Saint-Etienne exposent des obus creux à mélinite qui ont été obtenus par un procédé breveté, permettant de faire des obus creux aussi longs qu'on le désire en laissant à l'ogive la quantité de matière jugée nécessaire. Pour cela, on prépare une ébauche en acier forgé ou moulé, percée aux deux bouts en conservant à une extrémité une partie forte. Cette ébauche est laminée au gros mill sur un mandrin en acier et étirée ainsi à la dimension voulue. Puis, la pièce est portée rapidement à l'extrémité du train où un arracheur retire instantanément le mandrin. — Ce procédé convient surtout pour les gros obus d'éclatement qui doivent avoir, à l'ogive, une masse de métal suffisante pour percer les blindages, tout en contenant un gros volume de matières explosibles.

MOULAGES D'ACIER

La fabrication des pièces en acier moulé prend chaque année une importance de plus en plus grande. Il a donc fallu s'outiller pour faire face aux demandes qui deviennent nombreuses. Aujourd'hui, les Aciéries de Saint-Etienne peuvent produire des pièces de toute dimension et jusqu'au poids de 20.000 kilog. environ.

L'acier employé pour le moulage peut avoir des compositions très variables ; le plus souvent on cherche à obtenir 55 kilog. de charge et 12 à 15 p. % d'allongement ; mais on peut donner une dureté variant de 40 à 80 kilog. suivant les conditions imposées.

Depuis qu'avec l'emploi des ferro-silicium et de l'aluminium on peut arriver à obtenir des aciers à peu près exempts de soufflures, la question du moulage a fait un grand pas. Le point essentiel est de bien disposer les moules et d'arriver à couler avec une chaleur suffisante. Dans ces conditions, on peut produire des pièces remarquables, telles que l'hélice à quatre ailes exposée par les Aciéries de Saint-Etienne, qui était d'une exécution très difficile à cause de la faible épaisseur de certaines parties. Inutile d'insister sur l'importance du recuit sur les moulages d'acier. C'est par une série de trempes et de recuits qu'on peut donner à l'acier moulé le grain et les qualités de l'acier forgé.

Une des nouvelles applications du moulage d'acier est celle qu'on en fait dans la construction des ouvrages cuirassés. Les Aciéries de Saint-Etienne ont livré à la Belgique des tourelles en acier moulé faites d'une seule pièce, comme celle qui est exposée sous la dénomination de « phare destiné aux forts belges ». Le métal a été éprouvé avec le canon et cet essai a été parfaitement concluant.

Enfin, on tend aujourd'hui à remplacer par des pièces en acier moulé toutes celles qui doivent offrir une certaine résistance, telles que les engrenages.

Nous signalerons entr'autres la fourniture qui a été faite dans ces dernières années de godets de dragues en acier moulé destinés au Canal de Suez, celle des affûts de divers modèles qui est en cours d'exécution, et celle de pièces diverses pour la Marine, telles que surbaux, étambots, etc. Les Aciéries de Saint-Etienne ont aussi livré plusieurs gouvernails. L'un d'eux a figuré à l'Exposition de 1889.

ACIERS DIVERS

Les Aciéries de Saint-Etienne livrent au commerce 10.000 tonnes d'aciers ou fers marchands par année. Ces aciers sont laminés au grand mill, à l'usine du Marais, ou au petit mill, à l'usine du Bernay, tout près de Saint-Etienne. Dans ces dernières années, la Compagnie a livré à la Manufacture d'armes, concurremment avec les autres usines de la région, une partie des aciers ayant servi à la fabrication du fusil Lebel (boîtes de culasse, canons, etc.).

Aciers à outils. — Quoique ne possédant pas de fours à creusets, les Aciéries de Saint-Etienne peuvent livrer au commerce des aciers fins pour taillanderie, limes, coutellerie, etc.

Ces aciers sont obtenus dans les mêmes conditions que les aciers pour obus, et ont une composition se rapprochant de celle des aciers au creuset. Ils peuvent du reste avoir toutes les duretés demandées pour les outils, depuis celle de l'acier doux jusqu'à celle de l'acier extra-dur.

Le tableau ci-joint donne la classification, la composition et l'emploi des aciers à outils de Saint-Etienne.

Classification et emploi des aciers à outils.

QUALITÉ et marque	C	Mn	Si	S	Ph	Cr	APPLICATIONS ET MODE D'EMPLOI
Z 1	100	20	30	1	1	150	<i>Acier extra dur.</i> — Se trempe au rouge sombre à l'eau tiède après chauffage lent : revenu gorge de pigeon. Emplois. — Rasoirs et instruments de chirurgie ; Fraises, tarauds, filières ; Lames pour forage de canons ; Outils de tour pour fonte blanche et acier dur ; Crochets alésoirs.
X 1	80	30	40	1	1	0	<i>Acier très très dur.</i> — Trempe à l'eau froide, au rouge cerise un peu sombre : revenu jaune. Coutellerie à taillants durs ; Fraises, tarauds, filières ; Outils de tour, forets, poinçons ; Marteaux pour rhabillage des meules.
X 2	85	30	40	1	1	0	<i>Acier très dur.</i> — Trempe à l'eau froide au rouge cerise : revenu jaune paille. Limes et coutellerie de 1 ^{er} choix. Fraises, tarauds, filières ; Burins, becs-d'âne, tranches ; Outils de tour (spécialement) ; Outils de tailleurs de pierres, charpentiers, etc.
X 3	75	50	40	1	1	0	<i>Acier dur.</i> — Trempe à l'eau froide au rouge cerise clair : revenu jaune paille. Mêmes applications que le précédent.
X 4	68	55	40	1	1	0	<i>Acier demi-dur.</i> — Supporte une trempe énergique. Outils de forgerons, terrassiers, etc. ; Matrices, marteaux, bèches, pioches.
X 5	60	55	30	1	1	0	<i>Acier doux.</i> — Prend encore assez de taillant à la trempe pour servir d'outils de tours sur fonte grise ou acier doux. Taillanderie ordinaire.

Métal mixte. — Les Aciéries de Saint-Etienne fabriquent, pour le Canal de Suez, des boulons de dragues en métal mixte obtenu en coulant l'acier autour d'un noyau en fer placé dans le centre de la lingotière.

Disques pour enveloppes d'obus. — L'usine du Marais livre actuellement à l'artillerie une quantité considérable de disques pour enveloppes d'obus de tous calibres. Ces disques sont découpés dans les feuilles de tôles au moyen de poinçonneuses ou de cisailles spéciales.

Travaux neufs. — La Compagnie des Aciéries de St-Etienne a consacré, ces derniers temps, des sommes très importantes aux constructions nouvelles. Nous signalerons, entr'autres, l'installation récente des deux fours Martin de quinze tonnes, celle des galets et des grues et tenailles hydrauliques à la grosse tôlerie, l'installation pour la trempe des blindages et la construction des tourelles. Enfin, on monte actuellement de grosses raboteuses pour le finissage des blindages et un grand four à recuire destiné spécialement au recuit des tôles de chaudières.

Caisse de secours. — Enfin, nous ne terminerons pas cette note sans mentionner la création, dans ces dernières années, d'une caisse de secours pour le personnel qui s'élève à 1.600 hommes environ. Cette caisse est alimentée moitié par les ouvriers et moitié par la Compagnie : elle assure aux ouvriers malades une somme de 2 francs par jour avec les soins médicaux et, en outre, une indemnité de 0 fr. 30 par enfant au-dessous de 15 ans. Les blessés sont à la charge de la Compagnie.

COMPAGNIE DES HAUTS-FOURNEAUX FORGES ET ACIÉRIES

DE LA MARINE ET DES CHEMINS DE FER

Historique. — La Compagnie des Hauts-Fourneaux, Forges et Aciéries de la Marine et des Chemins de fer, a eu, comme origine, les établissements créés par MM. Petin et Gaudet à Rive-de-Gier de 1837 à 1842, puis à Saint-Chamond (1850-1853).

En 1854, la formation d'une société en commandite, au capital de 22.500.000 francs, adjoint à ce premier noyau les Aciéries et Forges d'Assailly, les Forges de Lorette et de Persan, les hauts-fourneaux au bois de Clavières et de Toga, etc.

De 1857 à 1871, de nouvelles acquisitions apportent à la Compagnie les hauts-fourneaux et forges de Givors et les mines de houille d'Unieux et Fraisse (Loire).

En novembre 1871, la société se transforme en société anonyme sous la direction de MM. Petin et Gaudet, le capital est ramené à 13 millions.

Vers cette époque, la société achète d'importantes forêts en Corse et en Sardaigne, et organise l'exploitation des mines de fer de Saint-Léon (Sardaigne).

En 1874, le départ de MM. Petin et Gaudet amène, à la direction générale de la Société, M. A. de Montgolfier, ingénieur des ponts et chaussées. Depuis cette époque, des sommes considérables sont appliquées chaque année à l'amélioration et au développement de l'outillage, ou à la création d'ateliers nouveaux dans les usines de Givors, de Rive-de-Gier, d'Assailly et de Saint-Chamond. Enfin, en 1880, on décide la construction de nouveaux établissements pour la fabrication de la fonte, des rails et des profilés marchands; ces forges sont établies sur l'Adour, au Boucau, près Bayonne, dans

une position exceptionnellement favorable pour l'arrivée des matières premières et l'expédition des produits destinés à l'exportation. En vue de ces travaux importants, le capital est porté de 13 à 20 millions, c'est à ce même chiffre qu'il se trouve encore aujourd'hui.

La Compagnie occupe en temps normal environ 6.000 ouvriers.

Après cet exposé de l'importance de la Société, nous allons donner une liste, aussi complète que possible, des objets exposés, en les classant par usines.

Produits exposés par la Compagnie des Forges et Aciéries de la Marine

USINES D'ASSAILLY

1° Aciers à outils. — Deux vitrines contenant une série de cassures d'aciers au carbone, au chrome, au tungstène, trempés ou non trempés, ainsi que des cassures de lingots bruts et des mèches et forets complètement finis.

Des barres d'acier fondu pour outils et d'acier corroyé.

Des barres d'aciers spéciaux au creuset pour broches, pour limes, etc.

Des aciers plats et à tranchant pour coutellerie.

Des spécimens de trousse d'acier corroyé.

2° Profilés. — Petits profilés (cornières, petits fers à double T, etc.). Plats et carrés, ronds depuis 105 millimètres jusqu'à la machine.

Une rosace formée de canons de fusils bruts de forge.

Ressorts. — Spécimens de tous les types de ressorts fabriqués pour les compagnies de chemins de fer, pour locomotives, tenders, voitures ou wagons, à lames plates ou rainées.

Ressorts à boudin de toutes sortes.

Ressorts coniques ou en spirale.

Ressorts Belleville et séries de rondelles pour ressorts Belleville.

Mandrins pour l'enroulement des ressorts coniques.

Acier moulé. — Très nombreuses pièces de petites dimensions.

Socs et versoirs pour charrues et autres pièces d'agriculture.

Roues d'engrenage, roues de wagnonnets, petits volants, etc.

Tôles. — Tôles dures en acier au creuset, lustrées, de 2 à 1 millimètre d'épaisseur.

Tôles douces de mêmes dimensions.

Tôles ondulées pour fermetures fabriquées avec les tôles de l'usine.

Disques en tôle mince jusqu'à 1^m,200 de diamètre.

Disques dentés pour scies circulaires destinées à couper l'acier à chaud.

Disques pour enveloppes d'obus et autres emboutis délicats.

Produits réfractaires. — Briques en silice cuites.

Briques en magnésie.

Tuyères pour les convertisseurs Bessemer du Boucau.

Briques alumineuses et alumino-siliceuses.

Sièges et tampons de coulée pour poches d'aciéries Bessemer et Martin.

Creusets à fondre l'acier.

Supports en terre réfractaire pour soutenir, dans les fours à réchauffer, les paquets et les lingots pour plaques de blindage.

A côté des briques en silice cuites, on voit figurer des briques spéciales, imaginées à Saint-Chamond, en silice comprimée, mais non cuites. Ces briques ne sont pas fabriquées à Assailly.

USINES DE RIVE-DE-GIER

1 hélice à deux ailes en acier forgé.

2 centres de roues de 2^m,170 de diamètre pour locomotives type Est.

1 essieu de tender monté.

Une série d'essieux montés pour wagons ou voitures, et de roues diverses à bras droits ou ondulés.

USINES DE SAINT-CHAMOND

Fers. — 1 vitrine contenant des échantillons des diverses qualités de fer fabriquées à Saint-Chamond, ainsi que diverses cassures d'essieux et de bandages assez remarquables. En dessous, une série d'essais à chaud de toutes sortes, poinçonnages, pliages, etc., faits sur les fers de Saint-Chamond.

Tôles et profilés. — Tôles de grandes dimensions pour constructions navales, ou pour chaudières, jusqu'à 2^m,20 de largeur.

1 cornière de 50 mètres de long repliée 7 ou 8 fois sur elle-même.

1 large plat de 50 mètres de longueur.

1 fer en U.

Une série de bouts de profilés polis avec soins, rails de tramways, cornières de diverses dimensions, etc.

Fers à double T.

Bandages. — Une série de bandages de divers diamètres.

Une autre série de bandages aplatis sous les chocs répétés d'un mouton de 1.000 kilos et ne présentant aucune crique.

Blindages. — 1 plaque en acier « spécial de Saint-Chamond » de 250 millimètres d'épaisseur ayant subi le tir d'un canon de 155 millimètres le 13 mars 1891.

1 plaque en acier « spécial de Saint-Chamond » de 40 millimètres d'épaisseur, ayant subi le tir d'un canon de 12 millimètres, modèle 1878, le 13 mars 1891.

3 sections rabotées de blindages en fer fin.

2 — — — — — métal mixte.

Artillerie. — 1 tube pour canon de 14 centimètres fretté.

5 Tubes frettés pour canons de 80 millimètres de campagne.

1 canon de 80 millimètres, de campagne, monté sur son affût.

1 canon de 80 millimètres, de montagne, monté sur son affût et démontable.

1 modèle en bois de canon de 80 millimètres, de montagne, démonté ainsi que son affût et disposé sur des bâts dont on charge les mulets affectés au transport de l'artillerie de montagne.

1 canon de 47 millimètres, à tir rapide, muni de son affût, de son appareil chargeur et de ses projectiles.

2 modèles réduits de canons de 220 millimètres et de 275 millimètres (matériel léger) avec leurs affûts.

1 modèle réduit de tourelle à éclipse.

1 obus de 19 centimètres, pesant 75 kilog.

3 — 24 — — — — — pesant chacun 145 kilog.
et de profils différents.

1 obus de 27 centimètres, pesant 240 kilog. (marine française).

1 obus de 32 centimètres, pesant 335 kilog. (marine française).

1 obus de 34 centimètres, pesant 310 kilog. (marine française).

1 obus de 37 centimètres, pesant 540 kilog. (marine française).

1 obus de 42 centimètres, pesant 760 kilog. (marine française).

1 obus de 13 pouces pesant 550 kilog. (marine étrangère).

1 obus de 12 pouces pesant 345 kilog. (marine étrangère).

1 obus de 11 pouces pesant 325 kilog. (marine étrangère).

1 obus de 9 pouces pesant 165 kilog. (marine étrangère).

1 obus de 8 pouces pesant 110 kilog. (marine étrangère).

1 obus de 7 pouces pesant 70 kilog. (marine étrangère).

1 obus creux de 275 millimètres (artillerie française).

1 — de 220 — à culot fermé (artillerie française).

1 obus creux de 220 millimètres à culot ouvert (artillerie française).

1 obus creux de 210 millimètres.

5 obus de 15 cent. 10 obus de 47 millim. creux ou pleins.

10 obus de 57 millim. 10 obus de 75 — —

5 obus de 87 — 15 obus de 100 — —

8 obus de 120 millimètres.

USINE DU BOUCAU

Matériel des chemins de fer. — Rails de divers profils.

Fers à barrots.

Coins indesserrables.

1 voie à traverses métalliques avec ses coins et ses coussinets. Le profil de la traverse est celui d'un fer en U à ailes étroites.

1 voie à traverses métalliques avec coins et coussinets. Le profil des traverses est celui d'un fer en U légèrement cintré sur les bords.

Gros profilés. — 1 poutrelle à double T de 20

mètres de longueur environ et de 300 millimètres de hauteur d'âme ployée en deux jusqu'au parallélisme des branches.

Fers à T et à double T.

Ces profilés sont mélangés avec ceux exposés par les usines de Saint-Chamond.

Armes de guerre. — 1 panneau montrant les diverses pièces d'un fusil du système Daudeteau et le fusil complet. Une série de cartouches pour ce même fusil disposées en rosaces ou en palmes d'un effet assez original.

Sont exposés aussi : 1 cylindre spatard en acier dur ;

1 pignon de laminoir à dents en chevrons en acier moulé.

Nous allons maintenant passer en revue chacune de ces usines, en donnant quelques détails sur leurs fabrications.

Usines d'Assailly.

Les usines d'Assailly sont situées à Lorette, à 500 mètres environ de la gare à laquelle un embranchement les relie.

Elles ont été créées par MM. Jackson frères vers 1825 et furent apportées par eux à la Compagnie des Hauts-Fourneaux, Forges et Aciéries de la Marine et des Chemins de fer quand ils entrèrent dans cette Société en 1854.

C'est à Assailly que furent installées, en 1861, les premières cornues Bessemer qui aient fonctionné dans la Loire.

La première coulée a été faite le 6 novembre 1862. Ce Bessemer a été démonté et envoyé aux forges de l'Adour en 1883.

Les usines d'Assailly comprennent aujourd'hui :

4 fours à fondre l'acier au creuset, de 30 creusets chacun, produisant par 24 heures 12.000 kilog. de lingots ;

5 fours à cémenter de 22 et 24 tonnes produisant 1.200 tonnes d'acier cimenté par an ;

1 atelier de puddlage avec 6 fours système de Langlade chauffés au gaz. Cet atelier comprend en outre :

Un four à réchauffer, un train de laminoir et un pilon de 3 tonnes pour le cinglage.

L'atelier de forge et de laminage comprend :

1 pilon de 4 tonnes ;

3 pilons de 1.400 kilog. desservis par des fours à gaz et servant soit au ressuage des aciers fins, soit à la fabrication des aciers corroyés ;

4 pilons de 1.000 à 1.200 kilog. et 4 pilons automoteurs de 600 kilog. pour l'étirage des aciers ;

2 martinets.

4 trains de laminoirs :

1 gros mill avec trio dégrossisseur de 600 millimètres ;

1 moyen mill ;

1 petit mill ;

1 train à tôles fines.

Comme annexes :

Une fonderie d'acier moulé ;

Un atelier de ressort pouvant produire par mois 300 tonnes de ressorts de chemins de fer ;

Une briqueterie pour la fabrication des creusets et des produits réfractaires consommés par les usines de la Compagnie ;

Un laboratoire de chimie ;

Un atelier de réparations.

Les usines d'Assailly occupent 650 ouvriers.

Voici quelques renseignements sur les produits fabriqués.

Aciers à outils. — La principale fabrication de l'usine est celle des aciers à outils fondus au creuset et des aciers corroyés.

Les aciers fondus au creuset sont classés en 6 duretés d'après leurs teneurs en carbone.

L'usine fabrique : 1^o des aciers spéciaux au chrome et au tungstène ; 2^o des aciers au carbone.

Marques des aciers au carbone : Double Croix d'honneur, Croix d'honneur qualité garantie, fondu outil, canon.

Les aciers corroyés sont fabriqués avec des aciers puddlés de qualité supérieure obtenus à l'usine avec des fontes très pures. Ces aciers sont cimentés, assemblés en trousse et corroyés.

Parmi les autres spécialités des Aciéries d'Assailly, il convient de rappeler la fabrication des aciers pour tous les éléments des armes de guerre portatives et notamment des canons de fusil.

Aciers Martin et Bessemer. — L'usine livre aussi au commerce des aciers Martin et Bessemer. Les matières premières de ces aciers sont des lingots fournis par les usines de Saint-Chamond (Acier Martin) et les forges de l'Adour (Acier Bessemer).

Tôlerie. — Le train à tôles minces de l'usine produit : 1^o des tôles fines en acier au creuset ; 2^o des tôles en acier Martin dur trempant ; 3^o des tôles douces.

Les dimensions des tôles fabriquées à ce train atteignent 1^m,200 de largeur pour les tôles d'épaisseur supérieure à 1 millimètre. En largeurs moindres, on fabrique des tôles dont l'épaisseur peut descendre à 1 dixième de millimètre, même en tôles d'acier dur au creuset.

Obus. — C'est à Assailly que sont coulés les obus de rupture en acier non forgés, et les lingots pour obus de rupture forgés que fabrique la Compagnie.

Puddlage. — Cet atelier fournit à l'usine :

1° Des aciers puddlés qu'on étire directement pour barres à mines, ressorts, etc. ;

2° Des aciers puddlés destinés à être cimentés pour la fabrication des aciers corroyés ;

3° Des fers et aciers puddlés employés comme matières premières dans la fabrication des aciers au creuset, concurremment avec les fers de Suède. Ces produits sont généralement cimentés.

On traite au puddlage des fontes épurées par le procédé Rollet, provenant de l'usine du Boucau, ainsi que des fontes fines au coke obtenues dans la même usine avec des minerais purs de Bilbao.

Les fours à puddler sont du système de Langlade, ce sont des fours à gaz, avec les récupérateurs ordinaires, dans lesquels le gaz est lavé avant d'être admis dans les récupérateurs ; ce lavage, qui fait l'objet du brevet de Langlade, présente le double avantage de diminuer l'entraînement des poussières dans les chambres et d'enlever aux gaz la majeure partie de l'acide sulfureux et de l'acide sulfhydrique qu'ils contiennent parfois en proportions notables.

Cette épuration des gaz rend plus facile la production de fers et d'aciers extrêmement purs en soufre. Aussi arrive-t-on, avec des fontes déjà pures, à obtenir couramment des produits dont les teneurs en soufre et phosphore sont plutôt inférieures à celles des meilleures marques des fers de Suède.

Moulages d'acier. — A la fonderie au creuset est joint un atelier de moulages d'acier plus spécialement

installé pour la fabrication des petites pièces. La production de cet atelier a été de 375 tonnes de pièces finies, d'un poids moyen de 20 kilog., pendant l'exercice 1890-1891. Cette production s'est élevée à 45.000 kilog. pendant plusieurs mois.

Atelier de ressorts. — Cet atelier était autrefois installé à Lorette, dans une annexe de l'usine d'Assailly, il a été transporté dans l'intérieur de l'usine en 1876.

Cet atelier fabrique tous les genres de ressorts, ressorts à lames, ressorts à boudins de tous diamètres, à fils ronds, carrés ou rectangulaires, ressorts en spirale, rondelles Belleville.

Les ressorts coniques (Re ressorts-Brown), ont été fabriqués pour la première fois en France par la Compagnie des Aciéries de la marine qui en a perfectionné la fabrication.

C'est aussi dans cet atelier qu'a été étudiée et installée la fabrication des rondelles Belleville sur les indications de l'inventeur auquel MM. Petin et Gaudet avaient acheté son brevet, et l'usine a gardé jusqu'à ce jour le monopole presque exclusif de cette fabrication.

Les ressorts Belleville sont constitués par des rondelles en acier percées d'un trou à leur centre et embouties en forme de tronc de cône très aplati. Deux de ces rondelles, assemblées par leurs bords extérieurs, comme l'indique la FIG. 4, PL. XXIII, constituent un couple; si l'on comprime le couple ainsi formé, il diminue de hauteur en faisant ressort. Ces ressorts peuvent supporter, sans être aplatis, des efforts considérables relativement à leur poids, mais la course d'un élément est très petite. Aussi emploie-t-on, pour former les ressorts Belleville, un nombre plus ou moins grand de couples de ce genre superposés comme l'indique la FIG. 5. On assemble autant de couples qu'il est nécessaire pour

obtenir la course voulue ou pour emmagasiner un travail déterminé.

Comme il n'existe pas de formule permettant d'évaluer entièrement par le calcul la résistance de ces ressorts, on est réduit, pour les calculer, à déterminer par expérience la courbe de travail de chaque type de rondelles. C'est au moyen de ces renseignements réunis depuis longtemps que l'usine établit les éléments des ressorts qui lui sont demandés.

Atelier de produits réfractaires. — Cet atelier fabrique tous les creusets employés dans l'usine.

Il produit en outre la moyenne partie des produits réfractaires employés dans les usines de la Compagnie.

Des spécimens variés de ces produits figurent à l'Exposition.

Il convient de signaler, parmi eux, les briques en magnésie dont l'emploi pour les fours Martin à sole basique se développe de plus en plus, ainsi que les supports destinés à soutenir, dans les fours à réchauffer, les plaques de blindages. La fabrication de ces derniers produits exige beaucoup de soins, car il faut obtenir des blocs d'assez grosses dimensions ne s'écaillant pas au chauffage et pouvant supporter, à la température de 1.200 à 1.300°, de très fortes charges par unité de surface.

Usines de Rive-de-Gier.

Les usines de Rive-de-Gier s'occupent exclusivement des travaux de forge. Ce sont les plus anciennes usines de la Compagnie.

Elles comprennent deux grands ateliers :

Le premier, où ont débuté MM. Petin et Gaudet, renferme aujourd'hui 18 pilons de force échelonnée de 3 à 30 tonnes. C'est dans cet atelier que se font toutes

les pièces employées dans les constructions navales, arbres trois fois coudés, pièces diverses pour machines marines, étraves, étambots, ainsi que les essieux droits ou coudés en fer ou en acier pour les compagnies de chemins de fer.

La production peut atteindre 7.000 tonnes par an.

Le second, construit en 1883, a été établi en vue de la fabrication des pièces obtenues en matrices et surtout celle des roues en fer pour locomotives, wagons et petit matériel.

L'atelier comprend 6 marteaux pilons de 2 jusqu'à 20 et 40 tonnes. Outre les roues, il exécute le forgeage des obus de rupture de la marine et des obus à grande capacité de l'artillerie de terre.

Un grand atelier de tournage et de rabotage complète l'installation, il permet d'ébaucher et quelquefois de finir les pièces de forge.

L'atelier des roues peut livrer par an 25.000 roues, soit 5 à 7.000 tonnes de produits.

Les produits des usines de Rive-de-Gier sont représentés à l'Exposition par 1 hélice à deux ailes en acier forgé d'une exécution remarquable, et par une sorte de pyramide artistiquement disposée, composée d'une série d'essieux montés et de roues de toutes formes et dimensions.

Usines du Boucau.

Les usines du Boucau ou Forges de l'Adour ont été créées de 1882 à 1884 (Voir PL. XXIII, FIG. 3).

Elles ont été établies spécialement en vue de la fabrication des rails et des profilés courants dont le travail n'était plus abordable dans le bassin de la Loire par suite de l'abaissement excessif des prix de vente.

Les forges de l'Adour comprennent aujourd'hui :

1° Trois grands hauts-fourneaux pouvant produire chacun 60 tonnes de fonte par jour. Ces hauts-fourneaux sont munis d'appareils Cooper pour le chauffage du vent, et de puissantes machines soufflantes provenant des ateliers Cockerill. Les chaudières sont chauffées par les gaz des hauts-fourneaux.

2° Des batteries de fours à coke produisant, avec des houilles anglaises, la totalité du coke consommé dans l'usine.

3° Deux appareils Bessemer acides produisant l'acier employé pour les rails. Les souffleries viennent également des ateliers Cockerill et les chaudières sont alimentées par la chaleur perdue des fours à coke. La production de la vapeur, soit pour les hauts-fourneaux soit pour les Bessemer, se fait ainsi sans consommation de houille.

4° Un atelier pour la fabrication de l'acier sur sole comprenant 2 fours de 10 tonnes servant surtout à la préparation des aciers extra-doux.

5° Une installation de laminage pour les grands profilés. Cette installation se compose essentiellement d'un train ébaucheur à marche reversible à trio, et d'un train finisseur.

Cette installation, établie spécialement en vue de la fabrication des rails, peut en fournir facilement de 60 à 70.000 tonnes par an.

Elle est également utilisée pour le laminage des profilés divers en fer ou en acier employés dans les constructions navales, cornières fer en U, fers à T et à double T, fers à barrots, etc. ; on peut laminer couramment des fers à double T de 300 millimètres de hauteur d'âme aux plus grandes longueurs demandées, tel que l'échantillon figurant à l'Exposition et dont la longueur atteint environ 20 mètres.

On y lamine également les traverses métalliques et tous les profilés courants entrant dans la construction du petit matériel de voie.

Comme complément de cette fabrication des rails et des traverses, nous trouvons celle des éclisses, des crampons et surtout des coins métalliques destinés à assembler les rails avec les traverses métalliques. — Ces coins en acier, dits indesserrables, sont fabriqués exclusivement par la Compagnie, et leur emploi prend chaque jour un plus grand développement.

6° Une installation de laminage pour fers marchands plats, carrés, ronds, cornières et doubles T jusqu'à 220 millimètres de hauteur d'âme.

7° Un train à machine pour tréfilerie, pouvant produire 500 tonnes par mois.

8° Enfin un atelier pour la fabrication des bandages comprenant des pilons de 6 à 12 tonnes pour le martelage des lingots, et de puissants trains ébaucheur et finisseur.

9° Des appareils d'affinage spéciaux pour la fabrication des alliages de fer avec le chrome, le tungstène et le nickel. Ces alliages riches sont la spécialité exclusive, jusqu'à ce jour, des forges de l'Adour.

Cet ensemble est complété, pour l'entretien et les réparations, par des ateliers de tournage et d'ajustage, ainsi que par une fonderie.

Les fontes employées pour la fabrication de l'acier, provenant des minerais de Bilbao et de la Bidassoa, les produits des usines du Boucau sont d'une qualité exceptionnelle.

Ces usines, situées entre le chemin de fer du Midi et l'Adour sont dans une position exceptionnellement favorable pour le transport des matières ; aussi, grâce à cela et à leur outillage perfectionné, elles sont à même de lutter avec toutes les usines françaises ou étrangères

sur le marché étranger. La production mensuelle peut atteindre plus de 8.000 tonnes de fonte et plus de 5 à 6.000 tonnes de rails ou de produits marchands divers.

Usines de Saint-Chamond.

Les usines de Saint-Chamond sont de beaucoup les plus importantes des usines appartenant à la Compagnie. Elles comprennent (FIG. 2, PL. XXIII) :

1° Une aciérie composée de 7 fours Martin-Siémens, dont 4 d'une capacité de 30 tonnes et les autres de 10 à 15 tonnes environ. A côté, se trouve l'atelier des moulages d'acier. Les deux ateliers sont desservis par un pont roulant de 150 tonnes et un pont de 50 tonnes.

L'aciérie peut couler des lingots de 100 tonnes.

2° Un puddlage contenant des fours à puddler ordinaires et 2 fours à sole tournante du système Pernot chargeant 800 à 1.000 kilog. par opération.

3° Une grande halle contenant 1 gros mill.

1 moyen mill, des pilons de 5 à 15 tonnes et 2 trains à bandages.

4° Une grande et une petite tôlerie comprenant :

Le train à blindages avec cylindres de 2^m,80 de long ;

Le train à grandes tôles avec cylindres de 2^m,50 de long ;

Un train universel pour très gros profilés ;

Un train pour tôles moyennes et tôles minces comprenant 2 groupes de cages ;

Un four à réchauffer et deux fours Martin pour la préparation des plaques mixtes ;

Un pont roulant de 60 tonnes ;

Une presse à gabarier de 3.000 tonnes et tout l'outillage qu'elle comporte ;

Deux fours à réchauffer pour le travail de gabariage ;

Deux grands ateliers annexes avec les énormes machines-outils de toutes sortes que nécessite le finissage des blindages.

5° Une grosse forge comprenant :

1 pilon de 2 tonnes, 1 de 10 tonnes, 1 de 35 tonnes et le gros pilon de 100 tonnes desservi par 2 grues de 150 tonnes ;

Une série de grues et de fours à réchauffer ;

Une presse hydraulique à forger d'une force de 4.000 tonnes avec ses deux ponts roulants de 150 tonnes chacun et ses 4 fours de travail. Le système de construction de la presse est du type Davy, c'est-à-dire à guidage central et à action directe des pompes sur les pistons de la presse.

6° Un atelier pour la trempe et le recuit des obus, des frettes et des canons ; il comprend :

Une grande fosse rectangulaire de 21 mètres de profondeur, renfermant 1 grand four vertical à 6 grilles, haut de 21 mètres, et une bûche à tremper de 3 mètres de diamètre et 22 mètres de profondeur. Cette fosse est desservie par un pont roulant de 50 tonnes ;

Une grue roulante de 10 tonnes ;

Quatre fours de chauffage ;

Quatre bûches à huile de différents volumes. Les deux plus grandes sont en communication avec la bûche de trempe verticale, deux pompes rotatives assurent la circulation du liquide.

7° Des ateliers de constructions mécaniques comprenant 3 sections : celle du forgeage, une fonderie de fonte et son modelage, les ateliers proprement dits de tournage, rabotage et montage qui ont une très grande importance et qui occupent un hectare de superficie.

Nous allons maintenant passer en revue les diverses fabrications des usines de Saint-Chamond.

Matériel roulant des chemins de fer. — La fabrication des divers produits entrant dans le matériel roulant est actuellement concentrée dans les usines de la Loire.

Ainsi que nous l'avons vu, Assailly fabrique les ressorts, et Rive-de-Gier les roues pour wagons ou locomotives, roues à bras ou pleines, planes ou ondulées, dans toutes les dimensions jusqu'à 2^m,170 de diamètre (roues pour locomotives type Est).

A Saint-Chamond se font les bandages de wagons et de machines.

C'est dans ces usines que se sont laminés, en 1849, les premiers bandages sans soudure.

Les bandages sont en acier fondu sur sole avec des matières de premier choix, les lingots sont sphériques et se coulent dans des lingotières en deux pièces ; les lingots ainsi obtenus sont aplatis au pilon, puis percés en leur centre d'un trou qui est ensuite élargi par le bigornage, opération où l'on donne au bandage son épaisseur définitive, ainsi qu'une ébauche grossière du profil qu'il doit obtenir. Après bigornage, le bandage est laminé, il subit un réchauffage avant chacune de ces opérations.

On lamine également à Saint-Chamond les brancards en acier introduits par certains constructeurs dans l'établissement des wagons à grande charge, ainsi que les longerons en fer ou en acier et toutes les qualités de tôles entrant dans la construction des locomotives et des wagons.

Constructions navales. — La Compagnie des aciéries de la marine a jusqu'ici fabriqué, dans ses usines de Saint-Chamond, les tôles entrant dans la construction des navires.

Sa grosse tôlerie lui permet de fabriquer des tôles de

2^m,20 de largeur sur 15 mètres de long. Elle livre des tôles en acier ordinaire pour coques, des tôles en acier doux et résistant pour chaudières, des tôles en fer de toutes qualités, y compris les tôles fines (au bois).

Les fers fins étant fabriqués au puddlage avec des fontes au bois ou au coke de qualité supérieure et d'une pureté exceptionnelle, les tôles obtenues sont d'excellente qualité.

Les cornières en fer ou en acier, les fers à T, à barrots, à double T, etc., sont fabriqués à Saint-Chamond ainsi qu'aux forges de l'Adour.

Tous ces profilés sont spécialement employés pour l'ossature des navires, et l'outillage de ces deux usines permet d'atteindre les plus grandes dimensions. Telle est la cornière de 50 mètres qui figure à l'Exposition.

Matériel de guerre. — La fabrication de toutes les pièces entrant dans le matériel de l'artillerie, ainsi que celle des tourelles et des blindages, est entièrement concentrée dans les usines de Saint-Chamond.

Nous examinerons successivement :

La fabrication des pièces d'artillerie de campagne, de siège, de place ou de marine, avec les affûts, le matériel divers et les munitions correspondantes ;

L'exécution des travaux intéressant les fortifications permanentes ;

La fabrication de tous les blindages pour cuirasse de navires.

1^o *Fabrication du matériel d'artillerie.* — Tubes et frettes. Les corps de canons ou les tubes qui leur sont destinés sont exécutés avec des lingots dont le poids peut atteindre 100 tonnes ; ces lingots sont fabriqués avec des fontes fines du Boucau et avec des fers préparés au puddlage dans des fours Pernot à sole tournante et à bassin spécial de fusion ; ces fours chargent 800 à

1.000 kilog. de fonte et peuvent produire ensemble
8.500 kilog. de massiaux par 24 heures.

Les fontes contiennent environ $\frac{2}{10.000}$ de soufre et
 $\frac{5}{10.000}$ de phosphore.

Les massiaux renferment, comme impuretés, environ
 $\frac{1 \text{ à } 2}{10.000}$ de soufre et de phosphore.

Les lingots sont en acier fondu sur sole dans des
fours Martin-Siémens.

Le martelage a lieu dans des ateliers puissamment
outillés pour la rapidité des manœuvres et les bonnes
conditions de chauffage des lingots.

Les canons ou frettes fabriqués sont recuits aussitôt
après forgeage.

La trempe et le recuit des canons ont donné lieu à
des installations considérables.

La plus importante est celle de la trempe verticale
des grands canons.

Un four à 6 grilles, de 21 mètres de hauteur, est
disposé dans une immense fosse rectangulaire d'égale
profondeur, contenant elle-même une bache verticale
de 3 mètres de diamètre et 22 mètres de profondeur.

Le long de la grande fosse, au niveau du sol de
l'atelier, sont disposés des rails sur lesquels roule un
pont roulant de 50 tonnes, muni d'un treuil à vapeur pour
les mouvements de levage et d'une installation de
mouflages hydrauliques servant à la descente et par
conséquent à l'immersion des pièces. Ce dernier point
est important, car l'immersion des grands canons, qui
atteignent 16 mètres de long et quelquefois plus, doit
se faire avec le plus de rapidité possible si l'on veut
assurer la régularité de l'opération.

Cet appareil permet d'atteindre une vitesse de 30 mètres à la minute.

L'outillage est complété, par une grue roulante à vapeur, de 10 tonnes, se déplaçant sur une voie de 1,50 ; par 4 fours de chauffage de formes et dimensions appropriées aux canons de 6 mètres de longueur au maximum et aux frettes de tous calibres ; enfin, par quatre bûches à huile dont les deux plus grandes sont en communication avec la grande bûche verticale. On peut ainsi disposer, pour une même opération, d'environ 200 mètres cubes d'huile dont la circulation est assurée par deux pompes rotatives. A cet atelier se rattache une annexe spécialement outillée pour la trempe et le recuit des obus à grande résistance.

De vastes ateliers sont à proximité des halles de forgeage et de trempe, pour le tournage, le forage et le finissage des canons, ainsi que pour le découpage des essais faits sur chaque pièce en cours de fabrication.

Le métal à canon doit donner :

Avant trempe 40 à 60 kilog. de résistance.

— 18 p. % d'allongement minimum.

Après trempe 54 à 80 kilog. de résistance.

— 12 à 14 p. % d'allongement minimum.

Ces essais sont faits sur éprouvettes découpées dans des rondelles détachées à la culasse et à la volée. Toutes les pièces d'artillerie livrées finies sont essayées avec surcharge au champ de tir de Langonand, propriété de la Compagnie située près Saint-Chamond.

Frettes de canons de campagne. — Ces frettes sont en acier fondu ou en acier puddlé. Dans ce cas, le puddlage est fait avec des fontes au bois produites dans les usines de la Compagnie à Toga (Corse), spécialement pour cet emploi.

Les barres sont triées, classées d'après le grain, puis,

biballées et enroulées ; les frettes sont ensuite forgées, laminées et trempées.

Frettes de canons de marine. — Ces frettes sont à peu près toutes fabriquées en acier fondu. Elles sont obtenues par martelage, perçage et bigornage, puis trempées et recuites comme les canons ; chacune d'elles subit un essai spécial d'extension (mandrinage à froid). Le métal doit de plus répondre aux conditions imposées pour les essais de traction et de choc.

Affûts, voitures et munitions. — La Compagnie construit encore les affûts et tout le matériel qu'ils comportent. Les diverses parties de l'affût, corps, châssis, sellettes, etc., sont généralement en acier moulé ; elles sont livrées, par la fonderie, brutes de moulage ; elles sont ensuite finies et assemblées par l'atelier de montage.

Pour l'artillerie de campagne, la Compagnie peut fournir les batteries entièrement terminées avec les caissons, voitures et accessoires, munies même des approvisionnements courants de munitions, et de harnachements nécessaires ; en un mot absolument prêtes à entrer en campagne.

On peut voir, à l'Exposition, un canon de 80 millimètres de campagne, monté sur son affût, ainsi qu'un canon de 80 millimètres, de montagne, démontable, et un modèle en bois de ce même canon démonté, avec tous les harnachements nécessaires pour le transport à dos de mulet des diverses parties de ce canon et de son affût. Certains types de canons et d'affûts et quelques accessoires importants, comme le frein hydraulique pour canons, sont brevetés et fabriqués exclusivement par la Compagnie qui possède à cet effet un service spécial organisé à Saint-Chamond pour l'étude de tout le matériel d'artillerie.

Projectiles. — Les obus et boulets de rupture sont fabriqués en acier au creuset extra-dur (acier chromé); les obus sont forgés à Rive-de-Gier puis alésés et tournés; à Saint-Chamond, ils sont trempés et recuits par un procédé spécial, propriété de la Compagnie.

Ces projectiles ont donné de magnifiques résultats.

2° *Travaux pour les fortifications permanentes.* — Les constructions métalliques intéressant la fortification permanente et le matériel servant à la défense des places ont été l'objet de travaux importants de la part de la Compagnie des Aciéries de la marine.

Après avoir pris une part considérable à la fourniture des ouvrages cuirassés qui arment aujourd'hui les nouveaux forts français, la Compagnie a entrepris, avec le concours de M. le Commandant Mougin, l'étude complète et la construction de ces ouvrages. Parmi les types de tourelles créés, deux sont à rappeler. C'est d'abord la tourelle armée de deux canons de 155 millimètres, projetée et exécutée pour le gouvernement Roumain; cet engin a été classé au premier rang aux expériences comparatives de Bucharest, en décembre 1885 et janvier 1886; un modèle réduit de cette tourelle figure à l'Exposition, ainsi qu'une coupe des maçonneries et des galeries d'approvisionnements qui desservent la tourelle et ses deux canons.

L'autre type est celui de la tourelle livrée au gouvernement français pour les récents essais du camp de Châlons.

L'emploi exclusif de la cuirasse en fer dans la fortification permanente, à l'exclusion des métaux durs mais cassants, est le résultat des expériences personnelles de la Compagnie.

La Compagnie a également étudié et construit des affûts de tous genres : affûts de tourelles brevetés,

affûts économiques pour batteries employées à la défense des côtes, affûts à éclipse et mobiles sur voie pour la défense des places, ainsi que de nombreux dispositifs destinés à assurer le tir rapide et sûr de l'artillerie dans la défense des places : batteries cuirassées roulantes, affûts à embrasure minima. Tous ces engins sont la propriété de la Compagnie. La plupart ont été décrits et dessinés par M. le général Brialmont dans son dernier ouvrage : « La fortification du temps présent. »

Comme échantillons de ces engins, figurent à l'Exposition deux modèles réduits de canons pour matériel léger de côte, un de 220 millimètres et l'autre de 275 millimètres, avec affûts à freins hydrauliques absorbant la force développée par le recul de la pièce après chaque coup.

3° *Blindages de navires.* — Depuis plus de trente ans, la Compagnie des Aciéries de la marine s'est fait une spécialité de la fabrication des blindages qu'elle a été la première à entreprendre en Europe.

Les usines de Saint-Chamond sont outillées pour exécuter tous les types de blindages « fer », « mixtes » ou « acier ». Néanmoins, elles ont jusqu'ici recherché plus particulièrement la fabrication des blindages en fer, ou en fer et acier, c'est-à-dire mixtes.

Blindages en fer. — Pour la fabrication des blindages en fer ou pour la préparation de la plaque dite sommier sur laquelle on soudera l'acier en vue du blindage mixte, le fer employé provient de fontes au bois. Les fers bruts ont une texture mi-nerveuse et une grande résistance, soigneusement classés d'après leur cassure, puis relaminés une fois ou deux suivant les cas, ils sont enfin transformés en fers à chenaux servant au paquetage. Ces derniers permet-

tent un paquetage excellent pour la préparation des blindages.

Les premiers blindages faits directement avec les fers à chenaux sont généralement laminés à faibles épaisseurs ; ils prennent le nom de « mises », et après un cassage permettant de vérifier leur soudage et la qualité du fer, ils servent à de nouveaux paquets qui sont enfin laminés en blindage.

Blindages mixtes. — L'installation établie pour la fabrication des plaques mixtes comprend un grand four à réchauffer la plaque en fer appelée sommier, et deux fours Martin-Siemens de 10 à 15 tonnes, pour la fusion de l'acier. Le tout est disposé à proximité du train à blindages et desservi par le même pont roulant que ce dernier. La coulée se fait dans une lingotière rectangulaire. Le sommier en fer est chauffé au blanc, puis placé, au moyen du pont roulant, sur un côté de cette lingotière ; les deux fours à acier sont coulés ensemble dans une poche de 25 tonnes de capacité environ ; le pont roulant soulève cette poche et vient la placer au-dessus de la partie restée libre dans la lingotière, où l'on coule l'acier ; le fer étant à une température de 1.000 à 1.200° et l'acier à sa température de fusion, il s'en suit un soudage parfait des deux métaux. On prépare ainsi des plaques mixtes de 40 tonnes.

Les cylindres du train à blindages ont 2^m,80 de longueur ; la largeur des plaques est déterminée au moyen de deux galets verticaux disposés de chaque côté de la cage et que l'on peut rapprocher ou éloigner ; ils servent également à guider les plaques ; la section de celles-ci a souvent la forme d'un trapèze rectangle droit dont la différence entre la grande et la petite base peut atteindre 200 millimètres.

Pour obtenir de telles formes, on incline plus ou moins le cylindre supérieur du train, suivant le profil à obtenir.

Une plaque, pour être laminée à son épaisseur exacte, demande 4 ou 5 chaudes successives, suivant son poids.

Le train à blindages, ainsi que le train à grosses tôles et le train universel pour gros profilés, sont conduits par une machine horizontale à un seul cylindre, du système Corliss, à détente variable par le régulateur, et construite par la maison Farcot. Cette machine d'une force de 1.000 chevaux est d'une exécution remarquable.

A côté de la halle du laminage est un grand atelier de plus de 100 mètres de long et desservi par deux ponts roulants de 60 tonnes pour le gabariage et le finissage des blindages.

La presse à gabarier est d'une puissance de 4.000 tonnes environ, elle permet d'obtenir les formes les plus compliquées. Le finissage des blindages est obtenu à l'aide d'un outillage considérable de rabots et de fraises permettant d'usiner plus de 4.000 tonnes de blindages par an.

Dans le prolongement de cette halle, on a disposé une bûche à tremper et deux fours à réchauffer, pour la trempe des blindages soit en fer soit en acier.

Blindages en acier. — La compagnie des Aciéries de la marine, grâce à son puissant outillage pour la coulée et le forgeage ou le laminage des lingots, peut aborder la fabrication des plaques en acier de toutes qualités et dimensions demandées par la Marine. Elle s'est même très vivement préoccupée de l'emploi de compositions spéciales pour plaques en acier. Ses recherches ont été couronnées de succès et l'exposition de l'usine de Saint-Chamond nous montre deux plaques en acier « spécial de Saint-Chamond » qui ont subi très brillamment les essais de tir du 13 mars 1891.

La première d'une épaisseur de 250 millimètres a

subi le tir de six obus de 155 millimètres (canon de 36 calibres) avec une charge moyenne de 20 kilog. de poudre.

Sur les six empreintes, trois ont de très légères fentes et les autres des fentes plus importantes ; mais la chargè de poudre était supérieure.

La deuxième plaque de 40 millimètres d'épaisseur a subi le tir d'un canon de 120 millimètres modèle 1878. Elle a reçu 8 obus, dont 5 tirés avec 0^k,720 de poudre ont produit des emboutis ne présentant pas la plus légère crique ; deux autres ont de légères fissures. Le 8^e obus, tiré avec une charge de 1^k,060 de poudre, a produit des criques plus fortes, mais ne s'étendant pas très loin.

En somme, ces deux plaques ont donné de très brillants résultats.

Pour terminer ce qui est relatif au matériel de guerre, nous allons donner un tableau de toutes les pièces livrées ou en cours de livraison, pour la France ou l'étranger.

Désignation.	Nombre.	Poids.
Bouches à feu des calibres de 65, 80, 90, 95, 120, 140, 155 ^m / _m , 16, 19, 22, 24, 27, 32, 34, 37 et 42 cent.	7.260	5.645.717 ^k
Affûts des calibres de 47, 80, 90, 120, 140, 155 ^m / _m , 10, 16, 19, 22, 24, 27, 32 34 centimètres.	584	2.011.015 ^k
Frettes de tous calibres . .	115.186	15.822.357 ^k
Freins hydrauliques pour affûts.	1.310	461.006 ^k
Projectiles de rupture jus- qu'au calibre de 43 cent.	59.848	5.526.340 ^k

Blindages	{ Navires français.	58	35.024.977 ^k
	{ — étrangers	17	9.225.484 ^k
	{ p ^r les fortifications.		436.070 ^k
Casemates et tourelles cuirassées.			
		78	15.000.000 ^k
Canons de fusils.		2.149.119	6.735.922 ^k
Aciers divers pour pièces de fusils, sabres, etc., environ.			
			15.000.000 ^k

D'après tout ce qui précède, on peut juger de l'importance considérable de la Compagnie des Aciéries de la Marine et, en particulier, des usines de Saint-Chamond. Celles-ci continuent d'ailleurs à se développer de jour en jour et, actuellement, on y termine deux ateliers nouveaux, l'un dans le prolongement de la halle du finissage des blindages et d'égale importance ; l'autre, de proportions gigantesques, est placé à côté de la grosse forge ; c'est là qu'est installée la presse à forger, construite d'après les modèles les plus récents, et d'une puissance de 4.000 tonnes. Les principaux éléments de cette presse ont été fabriqués par l'usine elle-même, entre autres des sommiers en acier moulé pesant 42.000 kilog. chacun.

C'est ainsi que la Compagnie des Aciéries de la marine, lorsqu'elle ne donne pas elle-même le signal de la marche en avant, ne se laisse jamais devancer bien longtemps par les progrès de l'industrie sidérurgique et ne recule devant aucun sacrifice pour accroître ses moyens de production déjà considérables et les mettre au niveau des plus récentes installations.

USINES DE FIRMINY

L'établissement qui porte ce nom a été fondé en 1854 et constitué en société en commandite sous la raison sociale F.-F. Verdié et C^{ie}, puis transformé, aussitôt après la promulgation de la loi de 1867, en société anonyme libre au capital de 3.000.000 de francs, divisé en 6.000 actions de 500 francs au porteur, entièrement libérées.

La Société des Aciéries et Forges de Firminy a plus que doublé son capital social par l'importance de ses réserves, formées par des prélèvements sur les bénéfices ; elle a, de plus, consacré 11.000.000 de francs à des constructions et à des achats de matériel qui ont également été amortis.

L'établissement des Forges et Aciéries de Firminy est situé à Firminy même ; il occupe une superficie de 31 hectares et comprend principalement :

Un haut-fourneau muni d'appareils Whitwel, dont la production atteint 90 tonnes par 24 heures ;

Un cubilot Rollet ;

Deux fonderies Siemens-Martin comprenant 8 fours à fondre avec leurs gazogènes et leurs fours à réchauffer ;

Trois fours Siemens à fondre l'acier au creuset ;

Un grand atelier de moulure d'acier.

Un atelier de puddlage, comprenant 20 fours à puddler avec marteaux-pilons et trains cingleurs ;

Des halles de laminoirs, comprenant 2 gros mills, 2 moyens mills, 1 train cadet, 2 petits mills avec leurs fours à réchauffer ;

Deux fours à cémenter ;

Quatre martinets d'étirage ;

Quatre marteaux-pilons à ressuer et à corroyer les aciers fins ;

Une halle pour laminoir à bandages et pour la fabrication des centres de roue ;

Une tréfilerie avec train de serpentage ;

Une grosse forge comprenant 12 marteaux-pilons, depuis 1 tonne jusqu'à 30 tonnes, avec fours à réchauffer, grues, etc... ;

Un atelier pour la fabrication des ressorts de chemins de fer et de carrosserie ;

Un atelier pour la fabrication des essieux de charrettes et de carrosserie ;

Un atelier pour la fabrication des outils aratoires et industriels ;

Un atelier pour la fabrication des enclumes et bigornes en acier fondu ;

Un atelier de montage et d'ajustage ;

Un atelier d'entretien comprenant tours à cylindres, ajustage, modèlerie, moulures de fontes et de bronze, chaudronnerie, charpenterie ;

Un laboratoire de chimie avec atelier pour essais physiques ;

Bureaux, magasins, dépôts, etc....

Les usines sont reliées à la gare de Firminy par un embranchement à voie normale desservi par locomotives. Elles possèdent, en outre, un réseau de petites voies ferrées de 8 kilomètres de développement, desservies par 4 locomotives qui pénètrent dans tous les ateliers jusqu'au pied des fours.

Les moteurs à vapeur sont au nombre de 58, ils sont alimentés par 62 chaudières ; cet ensemble représente une force de plus de 3.000 chevaux.

Les usines occupent 2.000 ouvriers environ.

Après ce rapide exposé sur les usines de Firminy et

leur importance, nous allons énumérer les divers objets exposés ; nous donnerons ensuite quelques détails sur la fabrication de ces produits.

Les produits exposés par les usines de Firminy se font remarquer par leur grande variété. Ils comprennent :

1° *Minerais*. — 1 échantillon de minerai de Mokta ;
1 échantillon de minerai de la Fragua (Espagne) ;

2° *Fontes*. — 6 échantillons de fonte ordinaire ;
6 échantillons de fonte mi-fine ;

7 — — fine ;

3 — — de moulage ;

2 — — spiegel ;

1 — ferro-chrome ;

1 — fonte désulfurée (qualité marine) ;

1 — — épurée (procédé Rollet).

3° *Aciers fondus au creuset*. — Une série de barres de profils divers pour outils, limes, etc. ;

Une vitrine contenant des cassures de toutes les qualités d'aciers fondus au creuset pour outils, ainsi que deux cassures d'acier corroyé et une cassure d'un produit mixte (acier fondu coulé sur fer).

4° *Fils d'acier*. — Quatorze couronnes de fils clairs et galvanisés, pour câbles de différentes qualités et numéros, et d'une résistance variant de 80 à 200 kilog. par millimètre carré de section ;

Une couronne fil cuivré pour ressorts de meubles ;

Une — — nickelé — —

Une — — étamé qualité quinquacillier ;

Une — — recuit — —

Une vitrine contenant douze couronnes de différents contours pour cordes de pianos.

5° *Outils industriels*. — Outils de forgerons, d'ajusteurs et de chaudronniers ;

Marteaux à devant, à mains. Rivoirs. Marteaux de moulins. Chasses carrées et à parer. Dégorgeoirs. Etampes à œil et à queue. Poinçons ronds et carrés. Tranches. Gouges. Burins et bédanes d'ajusteurs. Crochets et planes de tours. Emporte-pièce et bouterolles pour chaudronniers.

Outils de mineurs, carriers et tailleurs de pierre :

Masses. Massettes. Marteaux de maçons et tailleurs de pierre. Pioches-marres. Pics à rocs.

Outils du génie militaire :

1 pioche. 2 haches.

6° *Outils d'agriculture.* — Versoirs et socs divers. Plaques de charrues. Cœur à cran. Reilles simples et doubles. Rasettes. Dents d'extirpateurs.

7° *Ressorts de carrosserie.* — 2 tableaux de ressorts rouleaux, à pincettes, demi-pincettes, en C, etc....

8° *Essieux de charrettes en fer corroyé.* — 14 essieux de charrettes de divers types.

9° *Essieux à patins.* — 14 essieux à patins ordinaires et renforcés aux 2 bouts.

3 essieux à patins à corps rond et carré finis.

2 essieux à patins à corps cintré et coudé.

10° *Enclumes en acier fondu.* — 23 enclumes de formes différentes.

3 bigornes formes grecque et ordinaire.

11° *Pièces de forge.* — 2 Bielles de locomotives ;

4 Glissières de locomotives ;

1 Arbre moteur ;

1 — manivelle ;

2 — coudés pour moteurs à gaz ;

1 épreuve de fer forgé.

12° *Acier moulé.* — 1 ossature de gouvernail pour le Valmy ;

- 1 aile d'hélice de paquebot ;
- 1 corps de presse hydraulique pour la manœuvre des tourelles cuirassées ;
- 1 entretoise de cylindre pour machine marine ;
- 1 centre de roue de locomotive, type Paris-Orléans ;
- 1 dos de godet de drague, type Panama ;
- 1 bâti d'embarcation ;
- 1 collecteur pour chaudière multitubulaire ;
- 1 corps de pompe ;
- 1 faisceau de clefs à écrous ;
- 1 coulisseau de machine à vapeur ;
- 4 roues d'engrenages cylindriques et coniques ;
- 1 versoir et 8 avant-corps de toutes formes et dimensions pour charrues ;
- 2 fourreaux d'essieux et 2 tulipes d'attelage, type tramways de Saint-Etienne.
- 9 roues à bras et à toile pour wagonnets de terrassement ;
- 2 galets à toile.
- 4 roues de bennes, types Houillères de Saint-Etienne et Mines de Roche-la-Molière et Firminy ;
- 2 roues à bras pour brouettes à bagages ;
- 2 roues de brouettes ordinaires.

13° Matériel de chemins de fer, tramways et terrassements. — 1 bandage de locomotive de 3^m,125 de diamètre ;

- 1 bandage de locomotive de 2^m,770 de diamètre ;
- 2 — de tramways ;
- 1 — de wagonnet ;
- 1 — ployé à froid ;
- 1 essieu — —

5 ressorts de suspension, types P-O. (Ouest-Midi), Etat et Chemins de fer Roumains ;

1 ressort de suspension pour wagon de 10 tonnes, type Est ;

2 ressorts de suspension pour voitures de tramway, Marseille et Saint-Etienne ;

2 ressorts de suspension pour machines, types des houillères de l'Aveyron et Société de Mulhouse.

14° Matériel de guerre pour l'artillerie et la marine.

— 1 tube pour canon de 90 millimètres, de campagne ;

1 frette tourillon pour canon de 120 millimètres ;

1 — — — — — de 16 centimèt. (marine) ;

1 obus de rupture de 34 centimètres en acier chrômé ;

1 — — — — — de 34 centimètres — — —

suspendu à un fil qualité cordes de piano, et pesant 417 kilog ;

1 réservoir à air comprimé pour torpille automobile dont une partie de l'avant a été découpée pour permettre de voir l'intérieur.

Nous allons maintenant donner les quelques détails que nous avons pu obtenir sur les produits exposés et sur leur fabrication.

I. — Produits pour le commerce, l'agriculture et l'industrie.

1° Minerais. — Les minerais servant de bases aux fabrications diverses des mines de Firminy proviennent des mines de Mokta-el-Hadid (Algérie) et de la Fragua (Espagne). — Cette dernière mine est la propriété de la Compagnie, et ses minerais, bien que moins riches en fer que ceux de Mokta, sont d'une pureté plus grande encore.

Les fontes employées pour les aciers fins proviennent exclusivement de ces minerais.

Fontes. — Les fontes produites par le haut-fourneau sont très variées depuis les fontes ordinaires jusqu'aux fontes fines, fontes de forge. Ces 3 qualités présentent les diverses variétés de fontes grises, truitées ou blanches.

On produit aussi des fontes de moulage, des spiegels et silico-spiegels, et les fontes chromées.

Les spiegels présentent de larges lamelles brillantes.

La fonte chromée est blanche avec des aiguilles cristallines.

Toutes ces variétés sont obtenues avec un seul haut-fourneau de 200 mètres cubes de capacité dont la production peut atteindre :

En fonte ordinaire 110 à 120 tonnes par 24 heures.

— fine	75 à 85	—	—
— spiegel	35 à 50	—	—

En allure de silico-spiegel, la production peut s'abaisser jusqu'à 10 ou 15 tonnes. La teneur de ces fontes en silicium peut dépasser 20 p. %.

La fabrication des aciers pour l'artillerie exige une pureté exceptionnelle du métal ; aussi, à côté du haut-fourneau, est installé un cubilot Rollet pour l'épuration des fontes.

Avec cet appareil, on obtient des fontes contenant environ 0,0004 de phosphore et des traces de soufre.

Ces fontes sont très blanches et lamelleuses.

ACIERS FONDUS AU CREUSET

La fabrication des aciers fondus au creuset existe dans les usines de Firminy depuis leur création. Au début, la fusion s'opérait dans des creusets chauffés dans des fours à coke ; actuellement, elle s'opère dans des creusets chauffés dans 3 grands fours à gaz, système Siemens, de 40 creusets chacun.

Par ce procédé et par les matières très pures qui sont employées, on obtient des aciers de qualité tout à fait supérieure.

Voici le classement et les usages principaux de ces aciers.

Acier diabolique au tungstène (marque Satan) :

N^{os} 0, 1, 2 Spécial extra-dur, pour outils de formes simples destinés à travailler des matières d'une dureté exceptionnelle.

Acier chromé (marque Firminy) :

N^o 1 Extra-dur, pour outils de tours, pour laminoirs trempés et fonte blanche, outils pour projectiles trempés et bandages en acier dur, bon pour tous les usages nécessitant une dureté excessive.

N^o 2 Tenace dur, convenable pour fraises, tarauds, filières, etc....

Acier fondu qualité extra-supérieure (marque 2 génies) :

N^o 0 Extra-dur, pour outils de tours et de machines à mortaiser, ciseaux à tailler les limes, planes, rasoirs, etc....

N^o 1 Très dur, pour grands outils de tours et machines à raboter, marteaux de moulins, lames à forer les canons, petites fraises, etc....

N^o 2 Dur, pour outils à coupants profilés, burins, tranches à chaud, forts poinçons, fleurets de mines, etc.

N^o 3 Mi-dur, pour tranches à froid, lames de cisailles, outils de forgerons, etc....

N^o 4 Tenace, pour matrices-rabots, outils aciérés, outils de forgerons et de mineurs, dents de trépan, pièces de machines, etc...

Acier fondu qualité supérieure (marque 1 génie) :

N^{os} 0, 1, 2, 3, 4. — Mêmes usages que le précédent.

Acier fondu 1^{re} qualité (marque F.F. Verdié — F.F. Verdié).

N^o 1 Dur, pour marteaux de moulins, outils de tours, rasoirs, limes supérieures, etc....

N^o 2 Mi-dur, pour outils de tours et machines à raboter et mortaiser, ciseaux de tailleurs de pierres, barres à mine, etc....

N° 3 Doux, pour lames de cisailles, outils de forgerons.

Acier fondu qualité courante (marque F.F. Verdié).

N° 1 Spécial pour limes de 1^{re} qualité, broches de filatures, etc...

N° 2 Spécial pour faux, scies, coutellerie, etc...

N° 3 — pour barres à mine et fleurets, gros carreaux, masses, etc...

N° 4 Acier fondu, doux, soudable, pour outils de forges, ressorts de wagons et locomotives, etc...

Les obus en acier chromé se font également au creuset.

Les cassures exposées montrent la finesse du grain et la régularité des produits supérieurs obtenus dans cette fabrication.

ACIERS FONDUS SIEMENS-MARTIN

Les usines de Firminy ont obtenu, dans leurs aciers fondus sur sole, un succès égal à celui de leurs aciers au creuset, et elles introduisent tous les jours de nouveaux perfectionnements dans cette fabrication.

Ces usines sont, après celles de Sireuil, les premières qui aient appliqué le procédé Siemens-Martin à la fabrication de l'acier fondu.

Les aciers fabriqués sont classés en 4 qualités, désignées par les lettres A, B, D et T.

La qualité A (qualité supérieure), est caractérisée par une pureté exceptionnelle, une ductilité remarquable et une grande résistance au choc. Elle doit être employée pour toutes les pièces soumises à des chocs violents ou à des efforts brusques.

La qualité B (première qualité), est moins pure que la précédente. Elle est susceptible, dans beaucoup de cas, des mêmes applications, mais avec une sécurité moindre.

La qualité D (qualité ordinaire), peut lutter avantageusement avec les aciers obtenus par le procédé Bessemer.

La qualité T, obtenue sur sole basique, correspond aux aciers extra-doux, elle possède toute la malléabilité et toute l'homogénéité que peut seule donner la fusion sur sole.

Cet acier se soude très bien et, dans beaucoup de cas, il est susceptible de remplacer avantageusement les fers fins de Suède.

Le tableau suivant donne les duretés de ces divers aciers ainsi que leurs applications :

Aciers fondus Siemens-Martin.

ÉCHELLE DE DURETÉ				APPLICATIONS ET USAGES		
NUMÉROS	RÉSISTANCE en kil. par m ² /m carré.	Allongement p. cent mesuré sur 100m/m.	TENEUR en carbone.	QUALITÉ A	QUALITÉ B	QUALITÉ D
1 Extra dur.	90 à 110	5 à 10	0,80 à 1,20	Pièces de dureté exceptionnelle. Outils de rupture, limes, soies.	Sans application à cette dureté.	Sans application à cette dureté.
2 Très dur	75 à 90	10 à 15	0,70 à 0,80	Obus de rupture en acier forgé. Fils à câbles de 150 à 180 ^k de résist. Coutellerie fine (trempe à l'eau). etc.	Coutellerie (trempe à l'huile), limes. Scies, serpes, lames de sérateurs. P ^r -produits mixtes (boulons de dragues)	Mêmes usages qu'en B (qualité inférieure).
3 Dur.	65 à 75	15 à 18	0,60 à 0,70	Tubes et frettes pour canons de gros calibre. Bandages spéciaux supérieurs. Ressorts supérieurs pour chem. de fer Taillanderie, faux, marteaux, masses, etc.	Machine pour fils à câbles de 120 à 150 ^k de résistance, ressorts pour che- mins de fer et carrosserie, ressorts de marteaux-pilons, compas, arbres, transmissions, socs, versoirs, etc.	Machine pour fils à câbles de 100 à 115 ^k de résistance. Rails, éclisses, selles, outils d'agriculture.
4 Demi-dur.	55 à 65	18 à 22	0,40 à 0,60	Tubes et frettes pour canons de ca- libre ordinaire. Pièces de culasses, pièces d'armes (canons de fusils, boîtes de cu- lasses, etc.). Coutellerie (trempe à l'eau), faucilles, matrices, etc.	Bandages ordinaires, glissières. Tiges, arbres de transmission. Taillanderie, bèches. Dents de râpeaux, etc.	Mêmes usages qu'en B (qualité inférieure). Ressorts de sommiers. Rails de terrassements, etc.
5 Doux.	48 à 55	22 à 24	0,30 à 0,40	Canons de fusils, ferrures d'affûts. Arbres de tour, glissières. Tiges de pistons. Tire-bouchons, vrilles, etc.	Bandages ordinaires, essieux divers. Pièces de forge diverses. Chaînes, boulons, clavettes, etc. Fils à câbles de 100 ^k de résistance.	Mêmes usages qu'en B (qualité inférieure).
6 Très doux.	40 à 48	24 à 30	0,15 à 0,30	Pièces remplaçant le fer doux pour armes, tubes de transformation. Bracelets, etc.	Fils à câbles doux de 75 à 90 ^k de résist. Essieux de wagons, boulons. Feuillards doux, bèches, pelles, etc.	Id.
7 T Extra doux	35 à 40	30 à 35	0,05 à 0,15	Acier extra-doux.	Fer fondu homogène, soudable, machine pour fil carcasse. Pièces de machines, pièces pour garnitures d'armes. Machine pour fils doux, pointes fines, clous, etc.	

On voit, par ce tableau, que les usines de Firminy peuvent livrer n'importe quelle qualité d'acier, pour tous les usages possibles.

ACIERS NATURELS OU PUDDLÉS. — PRODUITS DIVERS

Outre l'acier fondu au creuset ou sur sole, les usines de Firminy livrent encore au commerce des aciers puddlés, cimentés ou corroyés, ainsi qu'un métal mixte composé de fer et d'acier.

Acier puddlé. — Les aciers puddlés ou aciers naturels s'obtiennent en traitant la fonte au four à puddler et en la décarburant incomplètement, de façon à obtenir un métal contenant encore jusqu'à 1 p. % de carbone.

On obtient ainsi des aciers de différentes qualités suivant la nature des fontes traitées.

Ces aciers naturels sont soudables et trempants ; on les emploie pour languettes à corroyer, pour taillanderie, limes et râpes, marteaux, acérage d'outils, barres à mine, ressorts de carrosserie, socs, plaques et cœurs de charrue, pelles et bêches, etc....

Les aciers extra-fins provenant de fontes fines spiegel s'emploient pour taillanderie fine et ressorts supérieurs.

Acier cimenté. — Les aciers naturels cimentés s'obtiennent en chauffant lentement, pendant plusieurs jours, de grandes caisses dans lesquelles sont disposés, alternativement, une couche de charbon de bois en poudre et un lit de barres de fer. Le carbone s'incorpore peu à peu dans le métal et transforme le fer en acier. On laisse refroidir très lentement. L'opération totale dure environ un mois.

Les barres cimentées sont employées pour languettes à corroyer, limes, etc....

La plupart sont cassées, puis classées d'après le grain, et fondues au creuset.

Aciers corroyés, raffinés, marque au coursier. — Les aciers corroyés s'obtiennent en chauffant fortement des paquets formés de languettes d'acier naturel ou d'acier cimenté, et en les soudant puis les étirant en barres au martinet.

Ces aciers comprennent plusieurs qualités et, par suite, plusieurs marques, suivant qu'ils ont subi 1, 2, 3 ou 4 corroyages successifs.

Ils s'emploient pour taillanderie fine, coutellerie, acérage, outils pour pierre dure, ressorts supérieurs.

Ces aciers sont très soudables, prennent une trempe très énergique, sont faciles à travailler et craignent moins le feu que l'acier fondu.

Produits mixtes, marque F. F. V. — Le métal mixte s'obtient soit en coulant de l'acier sur du fer chauffé au blanc, soit en étirant des paquets formés d'une mise d'acier sur une mise de fer, ou d'une mise d'acier entre deux mises de fer.

Ce métal s'emploie surtout dans la fabrication des pièces qui, sans être cassantes, doivent avoir une surface très dure pour résister au frottement, par exemple pour des coussinets, des boulons de dragues, etc....

FERS FINS, SUPÉRIEURS ET MI-FINS

Les usines de Firminy possédant un atelier de puddlage assez considérable peuvent livrer au commerce des fers de toutes les qualités ; elles produisent surtout des fers fins, supérieurs et mi-fins dont voici la classification :

MARQUES et QUALITÉS	NUMÉROS	RÉSISTANCE en kil. par m/m carré.	ALLONGEMENT pour cent mesuré sur 400 m/m.	APPLICATIONS ET USAGES
A Fers fins supé- rieurs, qualité équivalente aux fers fins au bois des premières marques de la Suède.	1 Doux. 2 Mi-dur. 3 Dur.	30 35 40	28 % 26 20	Essieux de wagons et de locomotives. Ferrures d'affûts et pièces de forge diverses pour l'artillerie. Crochets de traction, tiges de pistons et de marteaux-pilons. Pièces de forge de grande résistance : bielles, manivelles, etc. Cylindres de filature (qualité dure). Outils, taillanderie fine, pièces d'armes.
B Fers fins.	1 Doux. 2 Mi-dur. 3 Dur.	30 35 38	26 22 18	Bandages de wagons et locomotives, essieux de vagonnets. Ferrures diverses : boulons et rivets fins. Essieux et bandages de carrosserie.
M Fers mixtes.	1 Doux. 2 Mi-dur.	28 35	25 22	Pièces de machines, arbres de transmission. Fers pour maréchalerie, boulons et rivets mi-fins.
O Fers spéciaux.	1 Doux. 2 Mi-dur.	28 34	22 18	Roues de wagons, tenders et locomotives. Pistons, boulons et rivets ordinaires.

MACHINE ET FILS D'ACIER.

Une des plus importantes fabrications des usines de Firminy est certainement celle des fils de fer et d'acier et des cordes de piano, cette dernière étant une spécialité de ces usines.

La tréfilerie a été installée en 1880 en utilisant les meilleurs procédés d'Angleterre et d'Allemagne.

Le train à machine produit surtout de la machine pour la consommation de la tréfilerie de la Société et livre au commerce la machine directe pour clôtures, ressorts de meubles, pointes, clous, etc....

La tréfilerie s'est appliquée à produire des fils de qualité supérieure et de grande résistance, par exemple :

Fils pour câblerie, pour câbles de charrues à vapeur ;

Fils pour frettage de canons, système Schultz.

Un fil de cette qualité, de 3 millimètres de diamètre, résiste en moyenne à 210 kilog. par millimètre carré de section, avec un minimum de 12 flexions alternatives entre mâchoires de 10 millimètres de rayon.

Cette même qualité de fil, à 2 millimètres de diamètre, résiste à 250 kilog. par millimètre carré de section.

Fils pour câblerie. — En présence de la tendance toujours croissante qu'a l'Industrie de substituer l'acier au fer, l'usine de Firminy s'est lancée dans la fabrication des fils à câbles en acier de résistance, qui comprend 6 catégories de fils, à savoir :

N° 1 150 à 180^k de résistance par ^m/_{m²} 20 flexions alternat.

2 130 à 150	—	24	—
3 116 à 130	—	22	—
4 100 à 115	—	25	—
5 75 à 90	—	20	—
6 60 à 75	—	18	—

Actuellement, les câbles en acier sont généralement adoptés par toutes les mines. Aussi la vente des fils à câbles a été portée, de 1884 à 1889, de 55 tonnes à 820 tonnes pour l'année.

Fils pour cordes de piano. — Cette fabrication, qui jusqu'ici était demeurée le monopole de l'étranger, a été entreprise avec le plus grand succès par l'usine de Firminy ; ses cordes dépassent en qualité les fils anglais et atteignent largement la résistance et la souplesse des meilleures marques allemandes.

La fabrication des cordes de piano est une spécialité de l'usine de Firminy.

Fils divers. — Après les fils pour câbles et pour cordes de piano, l'usine fournit au commerce des fils de toutes sortes :

Fils galvanisés pour télégraphie, téléphones et transmissions de signaux de chemins de fer. Ces fils sont en fer fondu homogène ; ils possèdent une résistance électrique moyenne de 146 ohms (à 4 millimètres de diamètre) ;

Fils clairs cuivrés ou nickelés pour ressorts de meubles ;

Fils pour baleines de parapluies et broches à tricoter ;

Fils pour pignons d'horlogerie ;

Fils pour vrilles et tire-bouchons ;

Fils pour ressorts à boudins, ressorts de métiers clairs, cuivrés ou bleuis ;

Fils extra-doux pour toiles métalliques, grillages, liens à fourrages ;

Fils quinquailleurs de toutes sortes.

OUTILS INDUSTRIELS

Les outils pour forgerons, ajusteurs, tourneurs, chaudronniers, ferblantiers, carriers, etc...., sont fabriqués en acier fondu au creuset de première qualité.

Les outils d'agriculture, socs, versoirs, rasettes, dents d'extirpateurs, cœurs et plaques pour charrues, faux, faucilles, etc...., sont fabriqués soit en acier au creuset, soit en acier fondu sur sole.

Les lames de papeterie sont fabriquées en acier fondu sur sole, qualité B, n° 3 ; elles sont livrées brutes de laminage, à longueurs fixes, biseautées, percées et encochées.

Ressorts. — Les usines de Firminy possèdent un atelier de ressorts qui, construit dès la création de l'établissement, s'est développé d'année en année et a pris une extension considérable.

Sa production atteint 80 à 100 tonnes de ressorts de carrosserie par mois (plus de 10.000 ressorts) et 250 tonnes environ de ressorts de chemins de fer.

Tous les types y sont fabriqués : pincettes, demi-pincettes, rouleaux droits, opposés, renversés, ressorts glissoirs, ressorts en C, etc....

Les divers ressorts exposés montrent tout le fini et toute la perfection de cette fabrication.

Essieux de carrosserie. — *Essieux à patins, système breveté s. g. d. g.* — L'atelier destiné à cette fabrication a été créé de toutes pièces ; il réunit les moyens les plus perfectionnés pour une parfaite exécution et une production rapide et considérable.

Dans cette fabrication, on n'emploie que du fer de premier choix travaillé dans les meilleures conditions.

Quatre qualités de fer sont employées pour les essieux de charrettes et à patins :

1° Fer fort corroyé (qualité employée pour les essieux ordinaires) ;

2° Fer fin 1^{re} qualité ;

3° Fer fin supérieur ;

4° Fer extra-fin ou qualité patent's.

Dans la fabrication des essieux à patins, la soudure des patins au corps de l'essieu présentant peu de garantie, l'usine de Firminy a installé un outillage complet pour enlever le patin dans la masse du fer.

Tous les essieux sont entièrement corroyés au pilon.

Les nombreux essieux exposés montrent la perfection de cette fabrication.

Enclumes et bigornes en acier fondu forgé. — Les enclumes livrées au commerce sont en acier fondu, forgées et trempées ; elles sont d'une très grande dureté.

L'usine livre également des bigornes, des étaux et des soufflets de forge.

Les enclumes exposées sont de toutes formes et de toutes dimensions.

Pièces de forge en fer ou en acier. — L'usine de Firminy fabrique toutes les pièces de forge possibles : arbres droits et coudés, tiges, glissières, bielles, manivelles, frettes, matrices, tas, etc....

Acier moulé. — Les usines de Firminy exposent une quantité assez considérable de pièces en acier moulé ; ces objets sont remarquables par leur fini et leur netteté. Quelques-uns sont assez compliqués, tels que le corps de presse hydraulique, les fourreaux d'essieux pour tramways ; d'autres présentent de faibles épaisseurs, comme le bâti d'embarcation et le collecteur pour chaudière multitubulaire. Le plus beau moulage exposé est le cadre de gouvernail pour le *Valmy*.

Cette pièce est un des plus beaux spécimens de ce que l'on peut faire de grand et de léger en acier moulé. Elle est destinée au gouvernail du *Valmy*, cuirassé d'escadre, en construction dans les ateliers des Chantiers de la Loire, à Saint-Nazaire.

Cette armature de gouvernail doit se livrer non pas brute, comme elle est à l'Exposition, mais percée de trous sur les rablures pour recevoir le rivetage des tôles, et alésée suivant la mèche du gouvernail.

Cette pièce a 5 mètres de hauteur et 4^m,70 de largeur ; son poids est de 3.000 kilog. seulement. On faisait autrefois ces pièces en acier forgé, mais elles étaient beaucoup plus lourdes et coûtaient deux fois plus cher. L'acier moulé rend donc, dans ce cas comme dans beaucoup d'autres, un grand service aux constructions navales.

Ces aciers moulés présentent une résistance à la rupture de 50 à 60 kilog. par millimètre carré et un allongement de 12 à 22 p. % mesuré sur 100 millimètres.

II. — Matériel de chemins de fer, tramways, mines et terrassements.

Les usines de Firminy fournissent aux Compagnies de chemins de fer et de tramways, ainsi qu'aux Compagnies de mines, une partie assez considérable de leur matériel, par exemple :

Bandages en fer ou en acier pour wagons, voitures, tenders, locomotives et tramways ;

Roues pleines en fer ou en acier pour wagons, voitures, mines et terrassements ;

Essieux droits pour wagons, voitures, tenders, locomotives, tramways, etc. ;

Essieux et arbres coudés pour locomotives et machines diverses ;

Essieux montés pour chemins de fer, mines et terrassements ;

Ressorts à lames et en spirales, ressorts supérieurs spéciaux pour locomotives et voitures, rondelles Belleville ;

Rails en acier fondu pour chemins de fer, tramways, mines et terrassements ;

Selles et éclisses en acier fondu pour tous les types de rails ;

Pièces pour machines et appareils : tiges glissières, manivelles, etc...., pointes de cœur, équerres moulées ou forgées ;

Roues de bennes en acier moulé pour les houillères de Saint-Etienne et les mines de Roche-la-Molière et Firminy.

III. Matériel de guerre pour l'artillerie et la marine.

Les pièces pour l'artillerie, exposées par l'usine de Firminy, sont peu nombreuses, car ce sont les seules disponibles en ce moment, mais elle fabrique des éléments de canons d'un bien plus gros calibre, tels que les tubes pour canons de 240 millimètres qui pèsent 6.000 kilog. et les frettes tourillons de ces tubes qui pèsent plus de 1.000 kilog. Voici d'ailleurs la liste du matériel de guerre livré ou en cours de fabrication.

1^o Pour le ministère de la guerre :

37 canons de 7, système de Reffye, complètement finis ;			
276 tubes et 300 frettes diverses pour canons de 80 ^m / ^m de montagne			
160	—	320	— 80 de campagne
870	—	3880	— 90 —
90	—	1040	— 95 —
600	—	7070	— 120 —
87	—	768	— 155 longs
42	—	606	— 155 courts

6 tubes	frettes diverses pour canons de 190 ^{m/m}		
41 —	272	—	220
17 —	262	—	240
21 —	440	—	270

2° Pour le ministère de la marine :

100 corps, 50 tubes et 400 frettes pour canons de 14 ^{c/m} .			
7 — 7 — 7 viroles et 91 frettes p ^r canons de 16 —			
3 — 3 —		—	24 —
10 frettes		—	27 —
6 corps, 6 jaquettes et 12 frettes		—	10 —
			à tir rapide
5 — 5 —		—	14 ^{c/m} .

3° Pour divers :

44 mortiers de 15 ^{c/m} pour l'Italie ;	
28 tubes et 28 manchons de 15 ^{c/m} pour l'Espagne ;	
15 — 24 — 15 — pour les forges et chantiers ;	
8 manchons et 16 frettes de 9 —	—
18 frettes de 47 millimètres et 24	
frettes de 57 millimètres	—
10 tubes de 12 centimètres	—
64 tubes et 56 jaquettes de 47 millimètres pour canons Hotchkiss.	

Pour la fabrication des aciers destinés au matériel de guerre, l'usine de Firminy n'emploie que des matières de première qualité : comme fontes, des fontes fines supérieures ou des fontes épurées au cubilot Rollet ; comme riblons, des massiaux puddlés provenant de fontes fines et contenant au maximum 0,0002 à 0,0003 de phosphore avec des traces de soufre.

Réservoir de torpille. — Une des pièces les plus intéressantes de l'exposition de Firminy, est bien son réservoir à air comprimé pour torpilles automobiles.

Ce réservoir est une pièce creuse de forme tronc-

conique, très voisine d'un cylindre et à parois très minces (6 millimètres).

C'est le corps flottant de la torpille qui sert en même temps de réservoir pour l'air comprimé, actionnant les organes propulseurs. En service, ces réservoirs sont chargés à 85 atmosphères et la torpille conserve son mouvement uniforme d'avancement sous l'eau, jusqu'à ce que la pression soit tombée à 35 atmosphères.

Les réservoirs sont traversés longitudinalement, du fond avant au fond arrière, par un tube de 13 millimètres de diamètre intérieur dit « tube guide » et devant donner passage à une tringle réglant l'horizontalité de la marche de la torpille.

Les réservoirs fabriqués sont de 2 types principaux, caractérisés par leur diamètre au fort (381 millimètres et 356 millimètres).

Pour le réservoir exposé, une partie de l'avant a été découpée pour permettre de voir l'intérieur.

Cette fabrication est une spécialité de l'usine de Firminy qui est la seule en France à produire couramment ces pièces très difficiles pour lesquelles notre marine nationale était encore obligée, il y a 3 ou 4 ans, d'avoir recours à l'étranger.

Ces pièces se fabriquaient autrefois uniquement en Autriche, à l'usine Whitehead, à Fiume, qui livrait en même temps la torpille complète, prête à fonctionner.

Cette fabrication, commencée à Firminy en 1887, a parfaitement réussi.

Projectiles en acier chromé. — Les usines de Firminy ont entrepris également la fabrication des projectiles de rupture en acier chromé. Ces obus sont en acier fondu au creuset.

La Société a fait recevoir plus de 4.000 pièces pour la marine française, depuis le calibre de 10 centimètres

jusqu'au calibre de 42 centimètres ; elle a livré aussi plusieurs lots importants à l'Espagne et à l'Angleterre.

Elle expose 2 obus de 34 centimètres, dont l'un, du poids de 417 kilog., est suspendu à un fil pour cordes de piano.

A côté, se trouve un morceau de plaque de blindage percé par un obus de 10 centimètres, et dans lequel se trouve encore encastré le projectile.

Outre les obus en acier chromé, l'usine fabrique aussi des projectiles en acier supérieur forgé et en acier coulé.

La Société livre aussi à l'artillerie des essieux et ferrures pour affûts, des canons de fusil forgés, etc., en un mot, tous les aciers et fers pour armes.

On voit, par ce rapide exposé, que la Société des Aciéries et Forges de Firminy, par la grande variété et la bonne qualité de ses produits, mérite bien de voir un succès toujours croissant couronner ses généreux efforts pour le développement de l'industrie métallurgique dans notre bassin de la Loire.

ACIÉRIES D'UNIEUX

Les établissements d'Unieux ont été fondés en 1833 par MM. Jean et Jacob Holtzer. Depuis cette époque ils se sont considérablement développés. Ils comprennent actuellement :

7 fours à fondre, contenant chacun 30 creusets d'une capacité de 25 à 30 kilog. d'acier ;

1 four Martin-Siemens de 10 à 12 tonnes ;

Une fonderie d'acier ;

12 fours à cémenter, 6 de 15 tonnes et 6 de 30 tonnes, faisant 8 à 9 opérations par an et produisant 2.400 à 2.500 tonnes ;

6 fours doubles à gaz, pour le réchauffage des lingots d'acier fondu au creuset et le ressuage des aciers naturels ;

4 fours doubles à gaz pour le réchauffage des aciers corroyés ;

10 fours à puddler ;

10 fours à réchauffer ;

Cinq trains de laminoirs comprenant :

1 gros mill ;

1 moyen mill ;

2 petits mills ;

1 train dégrossisseur.

Une grosse forge et une petite forge comprenant :

Une presse à forger de 2.000 tonnes ;

24 marteaux-pilons de 2 à 15 tonnes ;

12 martinets d'étirage ;

Deux installations pour la trempe des canons, une à chauffage vertical et l'autre à chauffage horizontal ;

Un atelier de finissage pour les canons et les obus ;

Une fonderie de fonte ;

Un cubilot Rollet pour l'épuration de la fonte ;

Un atelier pour la fabrication des creusets à fondre l'acier et des briques réfractaires ;

Une série d'ateliers secondaires : chaudronnerie, charpente, modelage, réparations, etc.

Un laboratoire.

La superficie occupée par l'ensemble de ces ateliers est de 70.000 mètres carrés.

Les usines occupent environ 1.000 ouvriers.

La maison Holtzer est, en outre, propriétaire d'une taillanderie à Pont-Salomon ; de mines de fer et de

hauts-fourneaux au bois, à Ria (Pyrénées-Orientales), ainsi que de belles carrières de marbres découvertes près des mines de fer de Ria.

Comme nous n'avons pu avoir aucun renseignement sur les diverses fabrications des usines d'Unieux, nous ne pourrions que donner un catalogue aussi complet que possible des produits exposés.

Minerais et fontes. — Les mines de Ria fournissent quelques échantillons assez beaux de leurs minerais de fer, ainsi que plusieurs plaques soigneusement polies, des marbres exploités à côté des minerais. Ces marbres sont tous plus ou moins colorés en rouge.

Les hauts-fourneaux de Ria marchant au bois, produisent des fontes d'une qualité exceptionnelle dont quelques échantillons sont exposés. Ces fontes sont grises, à grain très serré, et paraissent très résistantes.

A côté, sont quelques morceaux de spiegel ou fonte manganésée, à structure très lamelleuse présentant parfois de larges et brillantes facettes.

Ces fontes sont employées à la fabrication de l'acier fondu sur sole, et des aciers puddlés employés ensuite pour obtenir de l'acier fondu soit au creuset, soit sur sole.

Aciers au Creuset. — La fabrication de l'acier fondu au creuset est représentée d'abord par 2 creusets, un neuf et l'autre ayant déjà subi un certain nombre d'opérations.

Viennent ensuite trois vitrines contenant une série d'alliages chromés et de cassures d'acier très remarquables.

Une première vitrine nous montre d'abord des spécimens de tous les alliages chromés employés pour la fabrication des aciers à outils de dureté exceptionnelle et des obus de rupture.

Parmi ces échantillons, quelques-uns ont été coulés en coquille ; ils présentent une texture plus serrée où l'on distingue cependant un réseau de très fines aiguilles cristallines.

Les autres échantillons présentent un grain plus gros, assez uniforme, et renferment des sortes de géodes où sont groupées de superbes aiguilles cristallines, jaune doré, très brillantes.

Voici quelques compositions de ces alliages relevées sur les échantillons eux-mêmes.

Ferro-chrome-manganèse :

Carbone	4,35 p. %
Silicium	0,25 —
Chrome.	7,00 —
Manganèse. . .	0.30 —

Ferro-chrome divers :

	Carbone	Chrome
N° 1.	1,25 p. %	7 p. %
N° 2.	à saturation	7 —
N° 3.	2,00 p. %	12 —

Cet alliage est la limite entre la fonte chromée et l'acier chromé :

N° 4.	à saturation	12 p. %
N° 5.	2,00	16 —
N° 6.	2,25	15 —
N° 7.	9,00	16 —
N° 8.	3,8	25 —
N° 9.	4,7	30 —
N° 10.	à saturation	30 —

Ce dernier échantillon présente de très belles géodes :

N° 11.	8	48 à 53
N° 12.	8,6	60 —

Ces deux alliages sont les plus fréquemment employés, ils représentent le type de la fabrication.

Les alliages suivants sont considérés comme du chrome ; ils ont un aspect spongieux, caverneux, à cavités tapissées de très fines aiguilles irisées :

	Carbone	Chrome
N° 1.	3,46	71,5 p. %
N° 2.	10,00	80 —
N° 3.	11,00	84 —

Pour terminer, voici trois compositions de silicochrome :

Carbone.	7,3	5	7,5 p. %
Silicium.	2,1	9	8,2 —
Chrome	42	30	8,2 —
Manganèse	0,4		

La deuxième vitrine contient une série de cassures des principales qualités d'aciers fondus au creuset dans les usines d'Unieux. Ces aciers sont classés par catégories :

N° 1.	Acier extra-dur.
N° 2.	— très dur.
N°s 3 et 4. . . .	— dur.
N° 5.	— dur tenace.
N° 6.	— tenace.
N° 7.	— qual. extra-sup ^{re} (marque double cloche).
N° 8.	Wolfram Holtzer, à ne pas tremper.

Acier au tungstène, présentant à peu près le grain de l'acier chromé trempé, et d'une dureté telle que les outils fabriqués avec cet acier n'ont pas besoin d'être trempés.

Les barreaux exposés sont les uns trempés, les autres non trempés. Leurs cassures sont assez remarquables.

La vitrine contient aussi des cassures de lingots bruts

sur lesquelles on voit très bien la structure de l'acier, ainsi que l'indiquent les deux croquis (FIG. 1 et 2, PL. XXIV).

A côté de cette vitrine, on voit une série de barres laminées à divers profils : ronds, carrés, losanges, etc....

Une troisième vitrine renferme les aciers classés suivant leurs usages, et présentant, à côté de la cassure d'une barre brute, un morceau poli avec soin et montrant le profil de l'objet auquel est destiné la barre.

1° Acier pour limes, avec une série de formes diverses, limes rondes, demi-rondes, ovales, triangulaires, losanges, plates, etc...

2° Acier pour ciseaux et coutellerie, avec profils variés.

3° Acier pour taillanderie et quincaillerie.

4° Acier pour outils de mines et de carrières, pinces carrées, rondes ou octogonales ; barres pour mèches et fleurets, etc....

5° Acier fin pour ressorts plats ou rainés.

6° Acier pour manufactures ; pour canons de fusils et obus Hotchkiss.

Les aciers au creuset des usines d'Unieux sont employés à la fabrication de toutes sortes d'outils pour forgerons, mineurs, carriers, agriculteurs, etc....

Leurs quatre marques principales sont : une scie, une cloche, une tête de bœuf, un croissant étoilé.

L'usine a exposé toute une série d'outils de formes très variées : masses, marteaux, pics, pointerolles, burins, gouges, bédanes, tranches, etc...., faux, faucilles, serpes, des lames et fourreaux de sabre, et une cuirasse ainsi qu'un lot de canons de fusil.

Acier moulé. — Les pièces en acier moulé exposées par les usines d'Unieux montrent que ces usines réussissent très bien cette fabrication. L'acier étant obtenu soit sur sole, soit au creuset, les objets coulés

peuvent être de toutes les dimensions, depuis les plus petites jusqu'aux plus grandes. L'usine expose :

Une bâti de torpilleur, dont une patte a été pliée sans criques ;

1 étambot et une ancre de torpilleur ;

Une hélice à 2 ailes, de petite dimension ;

Une plaque de chaudière tubulaire ;

1 cylindre à 3 corps ;

Une boîte à graisse ;

Une manivelle ;

1 engrenage de meuleton ;

Une série de clefs d'ajusteurs ;

Une série de très petites pièces en acier très dur pour outils d'ajusteurs ; fraises de toutes formes, etc....

Acier forgé. — Les Aciéries d'Unieux exposent plusieurs pièces assez compliquées en acier fondu forgé :

1 support de glissière ;

1 boîte à graisse ;

1 bouton de manivelle ;

Une bielle ;

3 ou 4 tréfans de différents types pour sondages de mines ;

A côté, est placé un bloc d'acier obtenu par le forgeage à la presse d'un lingot de 500 millimètres, à section octogonale (FIG. 3, PL. XXIV). Le bloc obtenu a la forme indiquée FIG. 4, et a été produit d'une seule chaude, en deux coups de presse.

Canons et frettes. — La maison Holtzer a entrepris aussi la fabrication du matériel de l'artillerie. Elle expose :

1 tube pour canon de 16 centimètres ;

1 — de 14 —

2 — de 80 millimètres ;

- 1 frette à tourillons pour canons de 16 centimètres ;
 1 — — — de 14 —
 1 — — — de 90 millimètres ;

Obus chromés. — Une des spécialités de l'usine d'Unieux est la fabrication des obus de rupture en acier chromé pour la marine française et les marines étrangères.

L'usine a exposé :

Obus pour la marine française :

2 obus de 65 millimètres et 47 millimètres ;

2 obus de 42 centimètres entre lesquels on a placé un obus Hotchkiss de 37 millimètres ;

L'un de ces 2 obus a traversé une plaque de fer de 50 centimètres sous une incidence de 20° ; il ne présente aucune déformation apparente, mais en le comparant avec son voisin qui n'a pas été tiré, on remarque une différence de 2 centimètres environ dans la hauteur. Il y a eu refoulement du métal pour l'obus tiré.

1 obus de 37 centimètres ;

1 — de 34 —

1 — de 27 —

1 — de 24

1 — de 14 ayant traversé une plaque en acier de 16 centimètres ; pas de déformation apparente.

Obus pour les marines étrangères :

1 obus de 12 pouces (305 millimètres), marine anglaise ; ogive plus aiguë que pour les projectiles français ;

1 obus de 7 pouces (marine anglaise) a traversé une plaque de 14 lignes ;

1 obus de 25 centimètres, marine italienne ;

1 — de 12 pouces — russe ;

Un obus de 151 ^m/_m 38 a été tiré, le 19 novembre 1888 au polygone anglais de Shoeburyness, contre une plaque

compound de fabrication anglaise de 23 centimètres d'épaisseur, formée de $\frac{1}{3}$ d'acier et $\frac{2}{3}$ de fer. L'obus a traversé la plaque sans déformation apparente. La vitesse au choc était de 556 mètres.

La plaque traversée est placée au-dessous de l'obus. Le métal est fortement déchiré.

A côté de cet obus, on a placé un dessin représentant le chemin parcouru par un obus de 42 centimètres. Cet obus a traversé 71 centimètres de métal ; puis, 6^m,10 de bois de chêne, 1^m,500 d'un mur de granit, 3^m,360 de béton de ciment et s'est arrêté dans un mur en briques. Une série de photographies montrent les différents aspects de l'obus, des plaques et de leurs armatures, avant et après le tir. L'obus ne présente aucune déformation.

Tôles chromées. — L'usine d'Unieux expose encore une tôle de 4 millimètres en acier chromé qui a subi le tir à 10 mètres, de 5 balles du fusil modèle 1879. Les balles ont produit de légers emboutis sans criques.

L'usine n'ayant pas de train à tôles, fabrique les lingots et les fait laminier dans d'autres usines (autrefois Terrenoire, maintenant Saint-Etienne).

Tels sont les produits assez variés, exposés par les usines d'Unieux et représentant les diverses fabrications effectuées dans ces usines.

DIVERS

Mouille et C^{ie}.

(Fondeurs à Saint-Chamond).

Cette maison justifie sa grande réputation pour la fonderie de cylindres de laminaires. Son exposition ne présente pas beaucoup de pièces, mais elles sont remarquables ; une cassure de cylindre, notamment, présente une fonte d'un grain extrêmement serré et homogène, vraiment fort beau.

Déflassieux frères.

(Roues en fer forgé et essieux montés).

La maison Déflassieux de Rive-de-Gier expose une collection d'essieux montés et de roues en fer forgé obtenues par matriçage au marteau-pilon d'après un procédé qui a été décrit dans la première livraison de 1891 du *Bulletin* de la Société de l'Industrie minière, et sur lequel, par suite, nous n'insisterons pas.

La fabrication de MM. Déflassieux comprend tous les types de roues depuis le galet de 6^k, 1/2 jusqu'à la roue de locomotive à grande vitesse de l'Ouest ayant 2^m, 190 de diamètre.

L'exposition comprend entre autres :

- 1 roue pleine type Orléans ;
- 1 roue à toile ondulée type Ouest ;
- 1 roue de wagon P.-L.-M. découpée de manière à montrer que la soudure est parfaite ;
- 1 roue de wagonnet pour le Saint-Gothard ;
- 1 roue de locomotive type Suez ;
- Roues mixtes pour voitures, charrettes, affûts d'artillerie ;

Essieux montés et entre autres un essieu de wagonnet. Différents types sont représentés sur la PL. XXIV.

La maison Déflassieux fabrique pour les wagonnets les types suivants :

Diamètre de la roue : 318, 320, 410, 500, 550, 570, 595, 600 millimètres.

Poids de l'essieu monté : 29, 42, 79, 130, 207, 142 à 148, 154, 262 kilog.

Neyrand et C^{ie}.

(Forges d'Onzion).

Les objets exposés par la maison Neyrand comprennent :

I. Des feuillards de $12^{\text{m/m}}$ à $\frac{7}{10}$ d'épaisseur.

— $135^{\text{m/m}}$ à $\frac{13}{10}$ —

Des feuillards pour cercles de $60^{\text{m/m}}$ à $\frac{33}{10}$ d'épaisseur, ayant une longueur de 51 mètres et pesant 80 kilog. ; d'autres de 80 à 4 millimètres avec une longueur de 45 mètres et un poids de 110 kilog.

II. Des échantillons de biseaux en acier pour coutellerie, de fers à couteaux et à rebord pour serrurerie, des plats pour quincaillerie allant de $5^{\text{m/m}}$, $2\frac{1}{4}$ d'épaisseur à $14^{\text{m/m}}$ $5\frac{1}{2}$.

III. Un assortiment de fils de fer et d'acier doux, clairs, recuits, cuivrés et galvanisés.

IV. Des pointes et des rivets de dimensions et de formes variées, représentant tous les produits de ce genre demandés par le commerce.

V. Enfin des fers à cheval et à mulet fabriqués mécaniquement.

Description de l'usine. — L'usine d'Onzion est située à quelques kilomètres de Saint-Chamond et desservie par la gare de Grand'Croix. Elle comprend :

7 fours à puddler ;

7 fours à réchauffer ;

4 trains de laminoirs.

La production annuelle est la suivante :

5.000 tonnes de fers, machines ou verges de tréfilerie ;

6.000 à 6.500 tonnes de fers feuillards ou petits fers spéciaux ;

3.500 à 4.000 tonnes de fils de fer ou d'acier doux.

3.000 à 3.800 tonnes de pointes, rivets, etc., dont

1.000 tonnes environ pour l'exportation.

Eufin 200 à 250 tonnes de fers à cheval ou à mulet (fer ou acier). Cette fabrication, toute récente, ne peut aller qu'en se développant.

Le nombre des ouvriers employés à ces diverses fabrications varie de 550 à 580.

Les matières premières, sauf le fer qui est fabriqué sur place, consistent en billettes ou blooms d'acier doux provenant en grande partie des usines de l'Est. L'emploi de l'acier à la place du fer a fait supprimer un certain nombre de fours à puddler : il y en avait autrefois 12.

Signalons enfin en terminant que l'on peut voir, à côté de l'exposition de M. Neyrand, fonctionner la machine à fabriquer les pointes.

Brunon Barthélemy.

(Rive-de-Gier.)

Les produits exposés par M. Brunon sont groupés dans un arrangement d'un très bel effet. Ce sont :

I. Des roues en fer pour wagons à rayons simples ou doubles.

II. Des roues métalliques avec rais en acier, moyeu en fer et jantes en bois ou en acier pour voitures, chariots et affûts d'artillerie.

III. Des enveloppes d'obus à balles et des corps d'obus à grande capacité, présentés sous diverses formes soit entiers, soit sectionnés.

IV. Des tubes en acier étiré sans soudures et de diverses grandeurs.

V. Des réservoirs et bouteilles à gaz comprimés en acier étiré sans soudures.

VI. Des timons pour l'artillerie.

VII. Des traverses métalliques avec attaches du système Brunon.

VIII. Des pièces diverses en tôle emboutie à la presse, telles que flasques d'affûts, embases de dômes, etc.

Description de l'usine. — Les établissements Brunon ont été fondés en 1832 par M. Brunon père. Ils ne comprenaient d'abord qu'une fonderie de cuivre et un atelier de construction. En 1870, MM. Brunon frères, devenus collaborateurs de leur père, entreprirent la fabrication des roues de wagons d'après leur système breveté.

En 1877, M. Brunon Barthélemy resté seul propriétaire, aborda la fabrication des pièces diverses en tôle emboutie servant à la construction des affûts d'artillerie, flasques, flèches et plaques de recouvrement.

En 1884, M. Brunon commença à livrer à l'artillerie les enveloppes d'obus en tôle d'acier emboutie, qui sont aujourd'hui fabriquées presque exclusivement dans les arsenaux ; il obtint avec son système un plein succès et l'appliqua bientôt à la fabrication de pièces diverses, telles que : tubes de toutes dimensions, réservoirs, bouteilles pour gaz comprimés.

Actuellement, les ateliers de M. Brunon produisent des obus à grande capacité pour la Belgique, des réservoirs à hydrogène pour les ateliers d'aérostation de Meudon, des embases de dômes de chaudières pour locomotives, des roues métalliques pour l'artillerie, les chemins de fer et véhicules divers.

Ces ateliers sont situés sur la rive gauche du Gier, à proximité de la gare et du canal de Givors. Ils se divisent en atelier de forge, atelier d'ajustage et atelier de chaudronnerie.

La forge comprend :

1 presse hydraulique et à vis de 500 tonnes pour forgeage en matrices fermées.

1 presse horizontale télescopique de 400 tonnes avec 1^m,20 de course pour tréfilage à chaud;

2 presses verticales de 300 tonnes ;

5 marteaux-pilons de 300 à 5.000 kilog. ;

2 balanciers à friction pour coincer les roues ;

2 presses à vis pour tréfiler les enveloppes d'obus ;

5 fours à réchauffer ;

Plus une machine à vapeur faisant mouvoir la vis de la grosse presse, les pompes avec leurs accumulateurs ; quatre chaudières verticales et une horizontale.

L'atelier d'ajustage reçoit la force motrice d'une machine Corliss à condensation de 110 chevaux, alimentée par 2 chaudières Field.

Il se compose de :

2 grands tours ;

8 tours à roues de wagons ;

25 tours parallèles à obus ;

Machines à percer, à fraiser, à raboter, etc. ;

1 presse à caler les roues de wagons ;

1 presse de 1.000 atmosphères pour l'essai des obus à mélinite.

Et enfin le tout est desservi par un pont roulant de 10 tonnes.

L'atelier de chaudronnerie sert au finissage et au calibrage des pièces d'affûts et de chaudières. Il comprend 6 feux de forge et un balancier à vis.

Nous allons passer rapidement en revue les diverses fabrications de M. Brunon, en nous servant des renseignements qu'il a bien voulu nous communiquer.

Roues en fer pour wagons. — Ces roues sont à rayons simples ou doubles.

La jante est composée d'un fer plat cintré polygonal et percé à chaque sommet. Les rayons sont préparés à chacune des extrémités ; celle qui doit être soudée au moyeu est simplement refoulée ; à l'autre on ménage un tenon qui se rive dans le trou correspondant de la jante. Le moyeu est soudé à la presse en matrices fermées et les rais sont réunis à la jante au moyen d'un balancier à friction qui les soude et arrondit la jante en même temps. Une particularité du système consiste en ce que le fer, employé brut de laminage, n'est pas modifié dans sa texture, parce qu'il n'est chauffé que dans les points à souder et en une seule fois.

Les roues à rayons doubles se fabriquent d'une façon analogue : ces rayons sont droits ou cintrés ; cette dernière disposition donne plus de souplesse.

Roues métalliques pour affûts ou véhicules. — Ces roues sont à jantes en bois ou en métal et formées de trois parties : le hérisson, la jante et le cercle.

Le hérisson est formé à l'aide de rais portant d'un côté un tenon et encastrés de l'autre dans le moyeu qui est soudé à chaud dans une matrice fermée ; les rais ne sont pas chauffés : le moyeu seul est porté au blanc.

La jante s'assemble par tenons et mortaises ; elle

est maintenue sur les rais au moyen du cercle mis à chaud.

Dans la roue à jante métallique (cette jante est formée d'une tôle emboutie en forme d'U) le cercle porte deux rainures où viennent s'emboîter les bords de la jante.

Les rais ne sont pas disposés suivant une surface plane, mais suivant un cône qui augmente de hauteur pendant l'emboîtement ; la flexion produite donne de l'élasticité à la roue et assure la tension du bandage. Des essais faits par l'artillerie sur des roues de ce modèle ont été très satisfaisants.

Obus. — C'est M. Brunon qui le premier a créé l'outillage pour l'emboutissage des enveloppes d'obus. On part d'un disque d'acier de peu d'épaisseur pour les obus à balles, de forte épaisseur au contraire pour les obus de grande capacité. Ce disque est embouti à chaud en plusieurs passes à l'aide de matrices creuses, puis tréfilé et allongé par des passages en filière à chaud et à froid. L'ébauche est enfin ogivée et régularisée par un dernier passage en filière. Ce travail est très délicat et le métal employé doit être de très bonne qualité. Les échantillons exposés à Saint-Etienne montrent que le travail est fait dans d'excellentes conditions chez M. Brunon ; les obus finis se plient, s'aplatissent, en un mot se comportent comme la tôle d'où ils proviennent.

Tubes et réservoirs. — Les mêmes procédés sont appliqués actuellement pour la fabrication des tubes sans soudures pour chaudières et conduites, et des réservoirs pour gaz comprimés (hydrogène, acide carbonique, etc.). Ces réservoirs sont cylindriques et rétrécis aux deux extrémités qui sont fermées au moyen de bouchons filetés.

Traverses métalliques et attaches. — Le système de traverse est celui qui a été adopté par l'Etat. L'attache

est du système Brunon, formée d'un boulon coudé réunissant le rail à la traverse au moyen de deux plaques en acier. Ce mode d'attache donne des surfaces de contact très grandes pour les parties en serrage ; ce serrage augmente, au moment du passage de la charge, par suite de la flexion de la traverse, ce qui évite les glissements.

Pièces diverses en tôle emboutie. — M. Brunon emboutit à la presse hydraulique, outre les flasques d'affûts pour canons de campagne, une foule de pièces telles que portes de cornues à gaz, embases de dômes de chaudières, etc.

Il obtient aussi à l'aide de la presse des pièces en fer telles que tampons de wagons et guides, tampons et autoclaves de chaudières de locomotives ; il emploie pour cela des blooms composés de ferrailles que l'on chauffe au blanc soudant et que l'on façonne ensuite à l'aide de matrices spéciales.

Dans tous ces travaux à la presse hydraulique, M. Brunon s'est fait une réputation justement méritée.

Louison et Bouché.

(Forges et Aciéries du Moulin, au Chambon).

Sans entrer dans les détails des fabrications diverses se rattachant à l'industrie du fer, ce qui nous entraînerait trop loin, nous devons citer au moins pour mémoire les usines qui ont pris part à l'Exposition de Saint-Etienne.

MM. Louison et Bouché ayant bien voulu nous communiquer quelques renseignements sur leurs produits, nous allons les résumer en quelques mots. Cette maison produit :

- 1° Les aciers fondus pour emplois divers.
- 2° Les aciers corroyés, formés de troupes de lames

d'acier naturel ou puddlé, soudées au pilon ou au martin, et destinés à la taillanderie.

3° Les fers corroyés et fers fins obtenus par transformation de vieilles matières.

4° Les outils de tous genres et petites pièces de forge.

5° Les fers étoffés pour canons de fusils, d'armes de luxe (Boston, Damas, Bernard, etc.).

Fabrication des fers étoffés. — Il nous semble intéressant de dire quelques mots sur cette dernière fabrication. On obtient le Boston, par exemple, en formant une trousse ou lopin de mises plates de fer et acier au bois superposées alternativement; cette trousse est soudée et laminée en baguettes carrées; ces baguettes sont tordues et soudées entre elles par 2, 3 jusqu'à 6, suivant le dessin que l'on veut obtenir; on lamine ensuite en barres mi-plates plus fortes à une extrémité, afin d'avoir plus de matière dans la partie réservée au tonnerre.

Les autres variétés sont obtenues de la même façon; parfois, pour le Damas Bernard, par exemple, les troussees sont composées de mises carrées au lieu de mises plates.

L'exposition de MM. Louison et Bouché montre les divers échantillons de cette fabrication, dont quelques-uns sont très difficiles à réussir.

L'industrie du fer était encore représentée par :

Les Aciéries du Breuil (Limousin et fils);

Les Forges de la Vivaraize;

L'Usine de la Croix-Bleue, au Chambon;

Les Ouvriers Associés du Chambon (Limes et outils divers;

La Maison Peyron et Paulet (Vis et boulons).

Nous citerons, enfin, M. **Fattelay**, qui expose une série assez intéressante d'échantillons d'aciers cémentés et fondus au creuset, pour outils, et M. **Mouille**, de Saint-Chamond, qui a, comme spécialité, la fabrication des cylindres de laminoirs en fonte trempée, dont il montre un très bel échantillon, en même temps que diverses pièces de fonte moulée.

On peut voir, d'après ce rapide aperçu, que l'industrie du fer, malgré les crises qu'elle a subies dans ces dernières années, a conservé, dans le bassin de la Loire, à peu près toute sa vitalité. Si certaines usines ont disparu, comme Terrenoire, par exemple, les autres, au contraire, n'ont fait que se développer, et le nombre des ouvriers qu'elles occupent est le même qu'il y a 15 ans, 12.000 environ.

Nous allons maintenant dire quelques mots de deux expositions montrant des produits intéressants, l'aluminium et ses composés, et les phosphates métallurgiques employés comme engrais.

Société électro-métallurgique française.

(Aluminium pur, alliages et bronzes).

La Société électro-métallurgique expose, dans une vitrine spéciale, les produits de ses usines de Froges et du Champ (Isère), et des objets de toutes sortes fabriqués avec l'aluminium ou ses alliages :

1° Plaques d'aluminium pur, telles qu'on les livre aux usines qui en emploient pour la fabrication de l'acier ;

2° Feuilles diverses obtenues par laminage ;

3° Baguettes, fils et cordes. A signaler l'échantillon d'aluminium pur tréfilé à 6/100 de millimètre, et donnant, pour un kilog., une longueur de 102.000 mètres ;

4° Tubes pour appareils de physique ;

5° Ustensiles divers de cuisine, plats, assiettes, couverts de table, gobelets, coupes ;

6° Clefs, robinets, accessoires de chaudières ;

7° Bidons pour l'armée ;

8° Statue en aluminium ;

9° Objets d'ornement, bijouterie, passementeries en fils d'aluminium, médailles ;

10° Une hélice en bronze d'aluminium, une cloche également en bronze.

Cette exposition est intéressante par la variété des produits qui y figurent. Elle montre que l'aluminium est susceptible d'une foule d'applications qui deviendraient courantes, si le prix du métal n'était encore trop élevé. A ce point de vue, l'usine de Froges a fait déjà un grand pas, puisqu'elle livre aujourd'hui à 12 francs le kilog. un métal qui valait 150 francs il y a quelques années.

L'usine de Froges produit l'aluminium au moyen du procédé Héroult qui a été décrit dans la 1^{re} livraison du tome V du *Bulletin* de la Société de l'Industrie Minérale.

Après l'étude si complète de M. Le Verrier, il ne reste rien à dire sur les propriétés et les usages de l'aluminium et de ses composés. Nous nous contenterons de donner quelques détails sur des essais de laminage faits dernièrement dans les usines de la Compagnie des Aciéries de Saint-Etienne, sur divers échantillons provenant de Froges.

Laminage de l'aluminium et de ses alliages. — Ces essais ont porté sur :

1° De l'aluminium pur ;

2° Des alliages à 1 $\frac{1}{2}$, 3 et 6 de cuivre ;

3° Un alliage à 2 % de fer ;

4° Des bronzes à 5, 8, 9, 10 p. % d'aluminium ;

5° Du laiton composé de 64 cuivre, 35 zinc, 1 aluminium.

On partait de lingots coulés sous forme de plaques de 18 à 20 millimètres d'épaisseur. Ces plaques ont été traitées de la façon suivante :

Pour l'aluminium pur, 5 ou 6 passes au laminoir suivies d'un recuit à la température du *bois fumant*, c'est-à-dire à 400 degrés environ. On finit à froid.

Pour les alliages avec le cuivre, le traitement suivi est à peu près le même.

Le nombre de recuits, seul, varie suivant la teneur en cuivre.

En ce qui concerne l'alliage avec le fer, nous avons pu laminier, au Marais, une plaque complètement à froid, jusqu'à l'épaisseur de 5^m,5, puis l'amener, après un seul recuit, au bois flambant, jusqu'à l'épaisseur finale de 9/10.

Les bronzes et le laiton sont plus difficiles à traiter. Il faut surtout de grandes précautions pour le bronze à 10 p. % qui, à cause de sa dureté, a une tendance à criquer, et pour le laiton qui se détériore facilement au feu, si la température est un peu trop élevée. Il faut intercaler, dans le laminage, de nombreux recuits, à une température variant du rouge cerise sombre au rouge cerise clair, et éviter de travailler le métal trop froid, sauf pour le bronze à 5 p. %.

Voici les résultats obtenus sur des barrettes prises sur les différentes feuilles :

Essais de traction faits à l'usine du Marais

ÉPROUVETTES NON RECUTES				ÉPROUVETTES RECUTES				OBSERVATIONS
Qualité.	Épaisseur.	Limite élastique.	Charge de rupture.	Allongement.	Limite élastique.	Charge de rupture.	Allongement.	
Long..... Travers....	0 ^m / ₅ 0,49	" "	17,7 22,5	0,5 (*) 1,2	8,9 "	17,8 17,8	18,5 2 (*)	(*) Cassée. (*) Hors repères.
Long..... Travers....	0,90 0,91	17,2 17	22,1 24,2	1,2 4,7	14,7 12,3	22,1 17,3	6 10,5	
Long..... Travers....	0,65 0,65	20,5 20,7	33,9 34,5	2,4 0,5	15,9 12,7	25,5 25,5	6 2 (*)	(*) Hors repères.
Long..... Travers....	0,95 0,96	16,3 16,1	29,1 28,8	0,5 3,5	15,2 11,7	23,4 18,7	11 17	
Long..... Travers....	0,85 0,85	20,8 23,2	30,7 25,8	1,8 0,5	18,3 15,6	23,5 23,5	8 9,5	(*) Hors repères.
Long..... Travers....	2,7 2,7	59,5 58,5	70,3 72,5	2 4	26,5 23,3	45,5 42,3	25 26	
Long..... Travers....	1,5 1,4	17,2 19,2	40,4 46,4	30,5 28	23,8 23,8	42,8 44,5	43 42	(*) Hors repères.
Long..... Travers....	1,8 1,8	21 21,7	40,8 47,1	14,5 21,5	23,5 22,2	49,4 47	32 29	
Long..... Travers....	2 ^m / ₅ 2 "	46,5 43	60 "	15 "	53,2 25,5	56,6 40	11,5 23	(*) Hors repères.
Long..... Travers....	1,5 1,6	41,5 34,1	" 65,2	" 9	26,6 29,6	57,2 62,3	23,5 20	

Remarques. — Le tableau ci-dessus nous montre quelques particularités concernant les bronzes. On peut remarquer, en effet, que, contrairement à ce qui a lieu en général, le recuit n'a pas diminué la limite élastique ni la résistance dans les bronzes à 8 et à 9 p. % ; il faudrait un certain nombre d'essais pour voir si le fait se réalise d'une façon générale.

Dans tous les cas, ces 2 qualités de bronzes donnent de beaux résultats après recuit au rouge sombre ; ces résultats sont supérieurs à ceux de l'acier, surtout en ce qui concerne le bronze à 8 p. %. Mais il ne faut pas se hâter de conclure qu'il faille le substituer à l'acier dans tous ses emplois. Le laminage coûterait d'abord beaucoup plus cher ; en outre, tous ces bronzes, d'après les expériences récentes de M. Le Châtelier, présentent une fâcheuse propriété ; leur résistance fait une chute brusque à une température voisine de 150 degrés, ce qui les fait exclure de la construction des pièces devant supporter une température supérieure à 150 degrés. Seul, le laiton ne présente pas cet inconvénient, du moins jusqu'aux températures inférieures à 300 degrés, ce qui fait qu'on peut l'employer avantageusement à la place du bronze d'étain ou du laiton ordinaire pour les pièces accessoires des machines et des chaudières.

Phosphates métallurgiques.

(Creusot).

Au point de vue de la métallurgie, le Creusot n'était pour ainsi dire pas représenté à l'Exposition de Saint-Etienne : à peine quelques échantillons de minerai, fonte et aciers, plus un modèle réduit d'une installation d'aciérie Bessemer. Nous dirons seulement quelques mots de l'utilisation qui a été faite par le Creusot des scories basiques comme engrais.

On peut voir exposée, outre les échantillons de

phosphates, une série de caisses contenant diverses plantes pour montrer les effets de cet engrais sur la végétation. Chaque série comprenait :

- 1 caisse sans engrais ;
- 1 — avec engrais azoté et potassique ;
- 1 — avec les mêmes engrais, additionnés d'une certaine quantité de phosphates.

L'emploi des phosphates métallurgiques du Creusot, aujourd'hui très répandu dans l'agriculture, remonte à l'année 1886. Dès le commencement de cette année, MM. Schneider et C^{ie} avaient organisé un atelier de broyage provisoire leur permettant de satisfaire aux demandes.

Un des ingénieurs du Creusot, M. Séjournet, a publié une notice, donnant, sur les phosphates métallurgiques et leur emploi, des renseignements détaillés que nous allons résumer aussi brièvement que possible.

Les fontes traitées à l'aciérie par le procédé basique contiennent une proportion assez forte de phosphore que les opérations métallurgiques concentrent dans la scorie surnageant le bain. Cette scorie, moulue finement et tamisée, constitue le produit appelé phosphate métallurgique. La composition de cette scorie est assez variable. Mais le Creusot admet les 3 types suivants entre lesquels peuvent osciller les résultats des analyses :

	1	2	3
Acide phosphorique . .	12,60	15,98	17,25
Chaux	45,05	44,98	45,08
Magnésie	6,30	5,09	1,51
Silice	10,80	10,00	9,20
Protoxyde de fer	13,80	15,22	16,74
— de manganèse	6,00	5,68	4,65
Acide sulfurique	0,50	0,12	0,57
Divers, alumine, etc. .	4,95	2,93	5,00

On voit que la teneur en acide phosphorique varie à peu près entre 12 et 18 p. %. Cette quantité est assez importante pour que l'on ait songé à l'utiliser. Mais on a cru longtemps que l'acide phosphorique ne pouvait profiter à la végétation que sous une forme déterminée, superphosphate ou phosphate soluble. Ce n'est qu'après de nombreux essais qu'on a reconnu que les phosphates insolubles exercent, sur la productivité du sol, une influence presque égale à celle des superphosphates qui, du reste, paraît-il, repassent dans le sol à l'état de phosphates insolubles.

Emploi et avantages des phosphates métallurgiques. — D'après un grand nombre d'essais, il résulte que cet engrais s'applique à presque toutes les cultures de notre pays. Son emploi est particulièrement indiqué pour les terrains acides et tourbeux, et d'une façon générale partout où manque l'acide phosphorique ou la chaux. L'action fertilisante de cet engrais n'est pas seulement immédiate ; mais elle peut s'étendre à plusieurs années. Les principes qu'il contient, en outre de l'acide phosphorique : chaux, magnésie, fer et manganèse, loin d'exercer une action nuisible sur la végétation, paraissent, au contraire, être favorables à certaines cultures, et, entr'autres, à la vigne. Enfin, on a constaté que l'emploi des phosphates métallurgiques empêche le développement de certains parasites.

Le phosphate peut être utilisé seul ou comme complément du fumier ou encore avec des engrais chimiques (chlorure de potassium, sulfate de potasse, azotate de soude). Il faut éviter de le mélanger avec le sulfate d'ammoniaque, à cause des dégagements d'ammoniaque occasionnés par la présence de la chaux libre des scories, ce qui donnerait lieu à une perte sensible d'azote.

Quel que soit le mode d'emploi, il faudra chercher avec soin : 1° à disséminer le plus possible la poussière de phosphate dans le sol ; 2° à mettre l'engrais dans la région occupée par les racines de la plante dont on veut développer la culture.

On peut enfin employer les phosphates métallurgiques à grandes doses (2.500 à 3.000 kilog. par hectare) pour des fumures de reconstitution.

En résumé, l'emploi des scories de déphosphoration peut rendre des services précieux à l'agriculture, et, en raison du prix relativement peu élevé auquel on peut se procurer ces scories, leur usage ne peut que se généraliser.

Considérations générales. — Après avoir passé en revue tout ce que nous avons pu remarquer d'intéressant au point de vue métallurgique, à l'Exposition de Saint-Etienne, nous allons résumer en quelques mots les conclusions qui nous ont paru pouvoir s'en dégager.

Depuis la magnifique Exposition de Paris, en 1889, il ne s'est pas écoulé assez de temps pour permettre de voir apparaître beaucoup de nouveautés dans les industries diverses. A ce point de vue, du reste, la métallurgie n'a pas fait de progrès bien sensibles depuis un certain nombre d'années. Les procédés se perfectionnent, l'outillage devient de plus en plus puissant ; la presse hydraulique commence à être appliquée au forgeage des grosses pièces ; les moulages d'acier prennent, de jour en jour, une importance plus grande, et sont employés pour une foule d'usages. Enfin, la métallurgie de l'aluminium semble être entrée dans une phase nouvelle et vient donner la main à la métallurgie de l'acier pour certaines fabrications spéciales.

Pour ce qui concerne notre région, la tendance générale des usines paraît être de se consacrer à la production des fers et aciers fins, et, entr'autres, de tout ce qui concerne le matériel de guerre ; à ce point de vue, grâce à leur situation géographique et à la perfection de leur outillage, les usines du bassin de la Loire sont dans des conditions excessivement favorables, qui peuvent faire espérer encore de longues années de prospérité.

EXPOSITION DE SAINT-ÉTIENNE

LA CONSTRUCTION MÉTALLIQUE

Par M. GABRIEL GORRAND,

ingénieur de la Maison Michalon et Pailleret.

Au point de vue de la construction métallique, l'Exposition de Saint-Etienne, dans son installation, a présenté quelques types de charpente qui, sans être nouveaux, sont peu employés dans la région et peuvent être étudiés avec intérêt.

Ce sont :

1° La *ferme sans entrain*, représentée par la charpente de la Galerie des Machines, place du Treuil, et celle du Pavillon des Beaux-Arts, de la place Dorian ;

2° La *ferme avec entrain*, que l'on peut appeler *ferme économique*, représentée par la charpente des pavillons latéraux.

La charpente de la Galerie des Machines se compose de 4 fermes en arc, encastrées, et d'une portée de 20 mètres, extérieurement aux piliers ; le faîtage est à 13^m,50 au dessus du sol. Les fermes sont espacées de 15^m,80 et entretoisées pour chaque demi-arc par un faîtage et cinq grandes pannes en treillis, auxquelles on a donné la position verticale pour éviter toute déformation transversale. (Voir Pl. XXV, Fig. 1 et 2.)

Fermes
sans entrain :
Charpente
de la Galerie
des
Machines

Ces pannes reçoivent un voligeage recouvert en zinc ; la partie supérieure est vitrée.

La distance, entre axes, des fermes, étant considérable, les pannes deviennent de véritables poutres, ce

qui rend illusoire l'économie qui, à première vue semble résulter du grand écartement des fermes.

Dans la Galerie des Machines de l'Expositon universelle de 1889, l'écartement des fermes était de 21^m,50, soit $\frac{1}{5}$ de la portée ; ici, ce rapport est égal à $\frac{1}{1,26}$ seulement.

Les arbalétriers sont constitués par 4 cornières de 80×80^{mm} et une âme de 170×10, pincée entre les cornières. Cette âme sert à renforcer les membrures et n'existe qu'aux extrémités inférieures des arbalétriers, c'est-à-dire aux parties qui ont les plus grands efforts à supporter. Une semelle en fer plat de 170×14 renforce également l'intrados dans la partie en courbure.

Les membrures des arbalétriers sont entretoisées par un treillis simple en cornières de 60×60. Les barres verticales servent à l'attache des pannes.

L'espacement des fermes est partagé en deux par des poutrelles parallèles à l'arc et qui sont portées par les pannes. Ces poutrelles qui ont une faible portée sont en I de 80^{mm}.

Ces fermes ne sont pas contreventées.

Charpente
du Pavillon
des
Beaux-Arts.

La charpente du pavillon des Beaux-Arts est du même type que la précédente, mais de dimensions moindres.

Les fermes de 15^m,80 de portée sont espacées de 5^m,00, et les pannes sont en bois ; la longueur totale du pavillon est de 35 mètres, divisés en 7 travées égales.

Les arbalétriers sont composés de 4 cornières de 60×60, et de montants verticaux et diagonaux, en cornières de 50×50.

L'assemblage des croisillons des piliers présente une particularité (comme d'ailleurs dans les piliers des

fermes de la Galerie des Machines) qu'il est bon de signaler.

Pour éviter de gruger les extrémités des cornières-croisillons, c'est-à-dire de couper une aile de façon que l'autre aile constitue un fer plat qui puisse être pincé par les cornières de bordure, on a rivé un fer plat aux extrémités, et c'est ce fer plat qui est pincé par les cornières de bordure. Ce procédé nous semble aussi long que celui de gruger la cornière (surtout quand on possède un outillage qui permette de faire cette opération à froid), et il a l'inconvénient de former un assemblage disgracieux à l'œil.

Cette charpente n'a pas de contreventement.

Si elle était placée dans un terrain non abrité, elle ne pourrait résister à l'action d'un vent un peu fort, les rectangles formés par les arbalétriers n'ayant rien pour les rendre indéformables.

On aurait pu obvier en partie à cet inconvénient en plaçant les voliges en fougère, au lieu de les placer parallèlement aux fermes (PL. XXV, FIG. 3 et 4).

Le second type de charpente que nous allons étudier a été construit par la maison Michelin de Paris. Il a été employé dans les deux galeries latérales (le pavillon de l'Armurerie et le pavillon des Rubans.)

Fermes
à entrain :
Pavillons
Michelin

Ces deux pavillons semblables ont 36 mètres de longueur sur 12 de largeur. Les fermes sont espacées de 4 mètres et ont une portée de 12 mètres d'axe en axe des poteaux. Elle sont reliées par 6 pannes et deux sablières en I de 100^{mm}, ailes ordinaires, et un faîtage en I de 100^{mm}, larges ailes.

Chaque ferme est constituée par deux arbalétriers en I de 120^{mm}, un entrain formé de 2 cornières de 30^{mm}, deux barres inclinées en deux cornières de 30^{mm} placées dos à dos, deux contrefiches en 2 cornières de 30^{mm} en

croix, pour mieux résister à la compression, et un poinçon en petit fer à $\perp$. Une petite barre, placée sous la dernière panne, soulage l'arbalétrier et se relie au poteau par une contrefiche inclinée. Ces barres sont également en cornières de 30×30 .

Un contreventement vertical dans le plan du faitage, et deux autres dans le plan des parois, assurent la stabilité de l'ensemble de la charpente et empêchent toute déformation dans le sens longitudinal.

Le contreventement du faitage (Fig. 6) est formé par deux fers plats en croix, reliés aux extrémités des poinçons de chaque ferme. Au point de centre de ces croix est fixé un fer plat vertical, qui soutient et empêche de flamber un petit fer à $\perp$ horizontal reliant chaque ferme sous le poinçon, d'une extrémité du pavillon à l'autre.

Le contreventement vertical des longs pans (Fig. 5) est semblable, mais les fers plats sont remplacés par des cornières légères.

La couverture est en tôle ondulée galvanisée. Les joints des tôles se font sur les pannes par des boulons-agrafes qui les fixent en même temps sur ces pannes.

Entre chaque joint, c'est-à-dire sur le milieu de chaque tôle, une de ces agrafes fixe également la tôle sur les pannes. Aux agrafes du joint est placée, sous l'écrou, une rondelle en tôle galvanisée. Les boulons agrafes de faitage sont à deux branches et fixent les feuilles spéciales de faitage emboîtant sur les tôles courantes. Les recouvrements de tôle, aux joints, sont de $58^{\text{m}}/\text{m}$ dans le sens longitudinal des tôles, et de $100^{\text{m}}/\text{m}$ dans le sens transversal. Les poteaux, de 5 m. de hauteur, sont en I de 120 ; le patin inférieur, relié aux I par quatre équerres en cornières et deux goussets, est percé de trous pour le passage des boulons de scellement qui fixent le pied du poteau sur un massif de béton.

Les fermes que nous venons d'étudier sont très légè-

res ; mais, au point de vue pratique de la construction, ce ne sont pas des modèles du genre, tant à cause des profils employés que des goussets ou attaches bizarres que l'on y rencontre.

En principe, le I se prête mal aux assemblages que nécessitent les diverses barres composant une ferme.

Le grugeage des ailes, nécessaire à tous les points où doit être attaché un gousset, est onéreux, désagréable à l'œil et diminue la résistance de la section.

La cornière, au contraire, est de tous les profils employés dans la construction, celui qui se prête le plus facilement à tous les genres d'assemblages.

On peut pincer, par exemple, entre deux cornières des goussets d'attache en autant de points que l'on désire, par un nombre de rivets variable, suivant l'effort à exercer, sans autre travail que des trous à poinçonner. La cornière se travaille très bien à froid, les coupes obliques pour assemblages à onglets se font à la cisaille, aussi bien que les coupes droites.

C'est d'ailleurs le seul profil qui permette de faire des charpentes complètes sans travail de forge, et là est le premier bénéfice du constructeur.

Dans les charpentes d'ateliers, où les transmissions sont portées par les fermes et où une surcharge donnée doit être supportée en un point quelconque de la charpente, on remplace les cornières des arbalétriers et de l'entrait par des $\sqcup$, qui sont plus résistants que les cornières et offrent des facilités d'assemblage analogues.

Il n'est peut-être pas sans intérêt de rappeler par quels procédés on arrive, au moyen de la graphostatique, à établir avec une rigoureuse exactitude, la direction et l'intensité des efforts qui se produisent dans une ferme.

Discussion
sur
le type de fer
à employer
dans
les charpentes
métalliques.

De la gra-
phostatique
pour
le calcul
des efforts
d'une ferme.

La méthode analytique, bien que se bornant à l'application des relations de simple statique, est excessivement laborieuse, surtout si on tient compte de la répartition exacte des charges.

La méthode graphique, même appliquée à une très petite échelle, conduit à des résultats aussi exacts, par des diagrammes que l'on trace, avec un peu d'habitude, en moins de temps qu'il n'en faut pour les expliquer.

On sait que cette méthode consiste simplement dans l'application des propriétés du triangle ou du polygone des forces.

En chaque nœud d'un système de barres en équilibre, les tensions ou forces intérieures (tension ou compression) des barres font équilibre aux forces extérieures. Les résultantes de ces forces étant égales et de sens contraire, toutes les forces qui aboutissent à un même nœud forment un polygone fermé dont les côtés sont parallèles aux directions des forces, et dont les longueurs sont proportionnelles aux intensités de ces forces.

Prenons, par exemple, le type de ferme de la Galerie des Machines, et supposons, pour rendre le problème plus intéressant, que l'intrados, au lieu d'être parallèle à l'extrados dans la plus grande partie de sa longueur, affecte une courbe en arc quelconque. Après avoir évalué approximativement, et réparti les poids et charges de l'arc en chacun des nœuds, on peut déterminer la résultante verticale de toutes les charges dont la rencontre avec la réaction horizontale détermine la réaction du pied. — Le triangle des forces détermine les intensités de ces réactions.

Mais les fermes dont nous nous occupons étant encastrees dans des murs jusqu'à la naissance de l'arc, recherchons seulement les tensions des diverses barres

composant les deux demi-arcs, sans nous occuper des piliers.

Supposons (PL. XXV, FIG. 7) une charge de 1.000 K^{os} agissant en chacun des points A, B, C, D, E, F, G et une de $\frac{1.000}{2}$ au point H. Connaissant les forces extérieures, nous voulons déduire les tensions de barres (1).

Construisons à une échelle convenable, soit 5^m/m par tonne, le polygone *ab* des forces extérieures (FIG. 8); du point *a* menons une ligne parallèle à la barre 16, jusqu'à la rencontre de la ligne 1, tracée parallèlement à la barre du point *b*; on forme ainsi un triangle *abc* dont les côtés successifs sont dans l'ordre inverse de celui des forces agissant en K.

Les longueurs *ac*, *bc*, représentent, à l'échelle adoptée pour les forces, les tensions 16 et 1. On continue en répétant pour chaque nœud la même opération: du point *c*, on mène une parallèle à la barre 17, et du point *a* une parallèle à la barre 9; le point de rencontre *d* donne un second triangle qui permet de mesurer les tensions des barres 17 et 9; et ainsi de suite.

Pour distinguer les barres comprimées et celles qui sont tendues, il suffit de parcourir chaque triangle du diagramme, en commençant, pour le nœud K, par *a b*, dont la direction de bas en haut est connue; on voit que 1, qui concourt au nœud K, est une compression, tandis que 16, qui s'éloigne de ce nœud, est une traction.

Dans le diagramme (FIG. 8), nous avons indiqué les barres comprimées par des traits doubles, et les barres tendues par des traits simples. Nous remarquerons que dans les

(1) L'épure suivante suppose nulle la réaction dans la barre I. J.

montants verticaux, il y a des barres comprimées et des barres tendues, et de même dans les diagonales.

Pour nous rendre compte de ces changements suivons la marche de l'épure à partir du point *e*, par exemple :

De ce point *e*, nous descendons en *f* pour remonter en *g* jusqu'à la rencontre avec la barre 5 ; nous redescendons en *h* pour remonter en *i*. Là (au lieu de descendre) nous remontons en *j* jusqu'à la rencontre de la barre 14 ; du point *j* nous descendons (au lieu de remonter) jusqu'à la rencontre de la barre 7. C'est précisément dans ces changements de direction qu'il ne faut pas perdre de vue que les barres tendues deviennent comprimées, et réciproquement.

La tension du poinçon est donnée par la ligne *m n o* en portant *no* égale à *mn*, car le diagramme ne représente qu'un demi-arc.

Si l'on construisait le diagramme de l'autre demi-arc, on aurait une figure symétrique à celle-ci par rapport à la ligne *n a*.

Il suffit maintenant de mesurer, à l'échelle adoptée, sur le diagramme, l'intensité des efforts de chaque barre.

Ce diagramme donne une idée suffisante de la rapidité avec laquelle on peut étudier un projet de ferme, même avec une très grande portée.

D'ailleurs, la méthode graphique pure a été employée par les ingénieurs de Fives-Lille pour étudier les grandes fermes de 110^m,60 de la Galerie des Machines de l'Exposition universelle, et les résultats qu'ils ont obtenus ont été les mêmes que ceux de M. Contamin, ingénieur du contrôle des constructions de l'Exposition, qui a fait tous les calculs par la méthode analytique.

Il est regrettable que l'emploi de ces procédés si simples ne soit pas généralisé davantage (en Allemagne,

la statique graphique est enseignée même dans les Ecoles professionnelles), et que beaucoup de constructeurs, pour s'épargner des frais d'étude insignifiants, persistent à ne pas sortir de l'ancienne routine et à faire de la charpente métallique comme on fait de la serrurerie de bâtiment, en laissant aux contre-mâîtres et ouvriers (qui sont souvent dans la maison depuis de longues années et en ont conservé tous les errements) le soin de déterminer à vue d'œil les sections des fers à employer, le diamètre et le nombre de rivets à mettre dans tels ou tels assemblages, etc.

Nous connaissons certains ateliers où, par exemple, l'écartement de 100 millimètres entre rivets est une règle générale, et cet écartement unique est employé pour des rivets de tous diamètres et des poutres de toutes hauteurs, avec des efforts tranchants considérables, comme avec des efforts tranchants insignifiants.

L'on voit aussi dans les poutres de longue portée à plusieurs travées, les joints, c'est-à-dire les points faibles placés au-dessus des appuis intermédiaires, aux points où le moment fléchissant est maximum.

La plupart du temps, pour ne pas dire toujours, c'est le bon plaisir de l'ouvrier qui détermine les boulons ou rivets à mettre dans une équerre d'attache ou autre pièce d'assemblage, et l'effort à supporter n'entre jamais en ligne de compte.

Or, comme souvent l'ouvrier est « *aux pièces* » et qu'il est bien plus facile de mettre un petit rivet qu'un gros, on voit souvent deux rivets de 10 millimètres où il faudrait 4 rivets de 16 millimètres.

On résout de même sans réflexion et avec une assurance incroyable des questions de résistance qui ne peuvent être étudiées que par le calcul. Ainsi, il arrive souvent que l'on répond à première vue à un client qui demande, par exemple, une poutre (destinée souvent à

supporter des efforts considérables ou difficiles à évaluer) : « Il vous faut une poutre de 155 kilos le mètre », comme on donnerait les dimensions d'une happe ou d'un coin de cheminée.

Nous ne parlons pas des épures de distribution de matières qui permettent de répartir si judicieusement la matière et donnent le moyen de compenser les joints sans employer de couvre-joints, dans les poutres à longue portée.

La plupart des constructeurs ou serruriers, qui font des sommiers ou poutres composées, en ignorent l'emploi et trouveraient invraisemblable et ridicule que l'on fasse à une simple poutre l'honneur d'une minime étude.

En somme, il est aujourd'hui certain que l'étude préalable et complète de toute construction métallique est la condition indispensable d'une exécution rationnelle, rapide et à bon marché ; et c'est le seul moyen qui permette aux maisons de constructions qui suivent cette voie d'arriver à une économie considérable sur le prix de façon, économie dont ne pourront jamais même approcher les constructeurs routiniers, croyant leurs connaissances techniques au-dessus de tous progrès, et persistant à laisser aux vieux éléments une action, souvent même une direction, qui pouvait être bonne autrefois avec un nombre restreint d'ouvriers et un personnel rudimentaire d'employés, mais qui aujourd'hui est un non-sens et a pour effet d'entraver le développement de leur industrie.

Exposants. Avant de terminer, signalons un dessin exposé dans la galerie des machines par M. Paul Durand, architecte à Saint-Etienne, et représentant plusieurs types de poutres-vitrages à grande portée pour sheds ou charpentes à dents-de-scie, dont il est le promoteur.

Dans ces poutres, dont la hauteur est de 1^m,80 au minimum, le rapport entre la hauteur et la portée n'est jamais supérieur à 1/10 ; aussi se comportent-elles très bien à la flexion pour des portées de 20 à 25 mètres. Elles permettent de supprimer les colonnes, avantage très appréciable dans certains ateliers.

Plusieurs applications de ce système ont été faites dans la région, notamment chez MM. Lévy frères, fabricants de lacets à Saint-Chamond, et Relave, teinturier à Saint-Just-sur-Loire. Toutes ont donné de très bons résultats.

Saint-Etienne, le 26 décembre 1891.

ÉTUDE

GISEMENTS CUIVREUX

DE LA
SOCIÉTÉ ANONYME DE JEREZ-LANTEIRA

Province de Grenade (Espagne).

TRANSPORT DE FORCE A GRANDE DISTANCE

Par M. H. TERRAILLON, ingénieur.

Ayant été chargé de faire une étude sur les conditions d'exploitation des gisements cuivreux que la Société anonyme minière de Jerez-Lanteira possède dans la province de Grenade (Espagne), j'ai pensé qu'à certains points de vue, ce qu'il m'avait été donné de voir dans cette région minière, peu connue encore, pourrait offrir quelque intérêt aux lecteurs du *Bulletin* de la Société de l'Industrie minérale.

C'est ce qui m'a décidé à réunir mes notes de voyage dans ce mémoire, à y joindre celles que je pourrais recueillir dans d'autres mémoires, et à condenser le tout dans une étude générale.

Je terminerai cette étude par l'exposé de l'installation du transport d'une force motrice considérable à une grande distance, au moyen de l'air comprimé.

ETUDE DES GISEMENTS

Position
géographique.

L'orographie du massif principal de la Sierra Nevada, compris dans le 1^{er} degré de longitude Est de Madrid (1) et sous le 37^e degré de latitude Nord, est assez compliquée.

L'altitude de la cordillère est considérable (2) ; ses pentes, principalement celles du versant Sud, très rapides ; la crête de la Sierra court parallèlement à la mer Méditerranée à une distance de moins de 40 kilomètres.

Ce versant Sud est séparé de cette mer par une série de petits chaînons secondaires plus ou moins parallèles qui, dans le pays, prennent le nom de Sierra de Gador (3) entre le rio de Almería et le rio de Adra ou rio Grande, et de Sierra Contraviesa (4) entre ce dernier rio et le rio Guadalfeo, qui se jette dans la mer un peu à l'Ouest de Motril. Ce versant Sud de la Sierra Nevada, limité par les diverses rivières dont je viens de parler ou leurs affluents, est généralement connu sous le nom de los Alpujarras.

Les eaux qui s'écoulent sur le flanc Nord de cette cordillère sont à peu près toutes tributaires du Guadalquivir ; les unes, coulant du Sud au Nord, dans la partie orientale et centrale de la chaîne, vont se jeter

(1) Entre le 5^e et le 6^e degré de longitude Ouest de Paris et le 14^e et le 15^e degré de longitude Est du méridien de l'île de Fer.

(2) Le Cerro de Muley-Hacen, 3.566 mètres ; le picacho de Veleta, 3.533 mètres ; le pico de los Machos, 3.173 mètres ; le pico de la Alcazaba, 2.312 mètres (A. Maestre).

(3) 2.200 mètres (F. Naranjo y Garza).

(4) 1.520 mètres (F. Naranjo y Garza).

dans le Guadiana menor ; les autres, coulant de l'Est à l'Ouest, dans la partie occidentale de la Sierra, alimentent le Genil et son affluent principal, le Darro ; enfin, un affluent du rio de Almérie, contournant l'extrémité orientale de la Sierra Nevada et la séparant de la Sierra de los Filabres au Nord-Est, quelques-unes des gorges du flanc Nord de la Sierra déversent leurs eaux dans le rio de Almérie et de là dans la mer Méditerranée.

C'est sur le flanc Nord de la Sierra, dans le bassin du Guadiana menor, que se trouvent les groupes de concessions constituant le domaine minier de la Société anonyme de Jerez-Lanteira.

Ces groupes, au nombre de deux, groupe de Jerez ou Jerezana et groupe de Lanteira, sont situés au pied et sur les premières pentes des derniers contreforts de la Sierra Nevada, contreforts qui dominent une grande plaine s'étendant au Sud de la ville de Guadix (Fig. 1, PL. XXVI).

Cette plaine, dont l'altitude moyenne doit s'approcher de 1.000 mètres, est exclusivement formée par les détritux schisteux de la chaîne montagneuse ; elle est sillonnée, du Sud au Nord, par de profonds ravins dont les cours d'eau sont perpétuellement alimentés par les neiges de la Sierra Nevada ; à l'inverse de ce qui se passe généralement en Espagne, c'est en hiver que l'eau devient rare, alors que les froids rigoureux la retiennent à l'état de neige ou de glace dans les régions élevées.

Ces ruisseaux alimentent, depuis un temps immémorial, de nombreux canaux d'irrigation qui vont fertiliser la plaine et portent leurs eaux jusques et au-delà de Guadix.

Le groupe le plus important, la Jerezana, se trouve à 12 ou 14 kilomètres au Sud-Ouest de Guadix, à 2 kilo-

mètres environ à l'Ouest du village de Jerez-del-Marquesado (le Marquesado étant principalement formé par la plaine dont je viens de parler et ayant son ancien centre à la petite ville de la Calahorra).

Le second groupe, celui de Lanteira, est situé sur le flanc droit du ravin del Barrio, au-dessus et à 1.500 mètres environ à vol d'oiseau du petit village de Lanteira, qu'une distance de 3 kilomètres environ vers le Sud-Est sépare de Jerez.

Voies
de
communi-
cation.

Aucune voie de communication importante ne traverse la Sierra Nevada. Au Nord elle est longée par une route carrossable dont le tracé laisse beaucoup à désirer et qui, pour traverser le contrefort qui sépare le bassin du Genil de celui du Guadiana menor, s'élève à une altitude d'environ 1.500 mètres.

Cette route, qui relie Grenade à Guadix, se prolonge vers le Nord-Est jusqu'à Lorca et Murcie par Baza et Velez-Rubio, et vers le Sud-Est jusqu'à Almería. Cette dernière partie n'est même pas encore complètement terminée ; en descendant vers la Méditerranée par la vallée d'Almería, elle contourne les derniers contreforts du massif central de la Sierra Nevada et passe, ainsi que le rio d'Almería, entre les deux chaînons secondaires de la Sierra de Gador et de la Sierra de Alhamilla.

A l'Ouest de la cordillère, une route carrossable va de Grenade à Motril.

La région du littoral entre Motril et Almería est assez bien pourvue de routes et chemins plus ou moins bien entretenus, mais ceux-ci disparaissent dès que l'on entre dans la région de los Alpujarras, où l'on ne voit plus, dès lors, que des chemins muletiers.

De Guadix à la Jerezana et à Lanteira, le chemin n'est plus que ce que sont la plupart des chemins espagnols, c'est-à-dire très mauvais ; il est rendu plus mauvais encore

par les incessantes coupures qu'y font les paysans pour les besoins de l'irrigation.

En sortant de Guadix et jusqu'à ce qu'on ait gagné le niveau du plateau de Marquesado, le chemin passe dans le lit du ruisseau ou *rambla*, c'est-à-dire qu'il n'existe pas.

Dans un laps de temps relativement assez court, deux ou trois ans au plus, sans doute, des voies ferrées, en cours d'exécution, relieront Guadix à Grenade à l'Ouest et à Almería au Sud, puis, plus tard, à Lorca à l'Est et à Linares au Nord.

Les produits des régions minières qui s'étendent autour de Guadix, soit dans la Sierra Nevada, soit dans la Sierra de Baza, soit dans celle d'Elvira, pourront alors aller s'embarquer à Almería, et on pourra recevoir par ce même port les combustibles et matières premières nécessaires aux exploitations ; celles-ci ne manqueront pas de s'organiser lorsque les facilités de transport leur seront données.

C'est par la route de Grenade que s'effectuent et s'effectueront jusque-là tous les transports. Du jour où ces derniers pourront se faire par la voie d'Almería, il résultera de ce fait un dégrèvement considérable, car la route de Guadix à Grenade a une longueur de 55 à 60 kilomètres, et une distance de voie ferrée de 193 kilomètres, la plus courte pour atteindre un port de mer, sépare encore Grenade de Malaga, tandis que la voie ferrée de Guadix à Almería n'aura qu'une longueur de 100 à 120 kilomètres.

On comprend, dès lors, tout l'intérêt que les mineurs de la région peuvent avoir à l'achèvement rapide de cette section qui les rapprochera d'une manière si sensible d'un port d'embarquement et résoudra pour eux cette question si difficile des transports de grandes quantités à de grandes distances.

Considérations
géologiques.

La direction générale de la chaîne de la Sierra Nevada est de Est 15 à 20°, Nord à Ouest 15 à 20° Sud (1).

Le massif central de cette chaîne montagneuse est, à peu près, exclusivement formé par des micaschistes argileux, talqueux et magnésiens, fréquemment imprégnés de grenats plus ou moins décomposés.

Ces micaschistes sont sillonnés de veines de quartz sous forme de couches interstratifiées ou de filons recoupant les stratifications des schistes et d'une épaisseur des plus variables.

Ces roches schisteuses sont quelquefois chloritiques.

On n'aperçoit nulle part aucune trace, aucun débris de roches primitives granitiques ou autres. Sur les deux versants et particulièrement sur le versant Sud (Sierras de Gador, Contraviesa et Alhamilla), les micaschistes sont associés à des calcschistes, à des calcaires noirs, à des chaux spathiques à grains grossiers teintées par des peroxydes de fer et de manganèse, passant aux marbres et intercalés entre des roches bréchiformes calcaires et dolomitiques, dans lesquelles on rencontre accidentellement des masses de gypse.

Les micaschistes argilo-talqueux-magnésiens et les calcaires non compactes sont essentiellement métallifères. Ce sont dans ces derniers qu'ont été rencontrées les masses ou amas plombifères qui, à l'état de sulfures ou de carbonates, ont donné un si grand renom à la Sierra de Gador.

Dans les calcschistes, ainsi nommés parce que ce sont des calcaires gris-blancs, micacés, très fissiles, on n'a découvert aucun gisement métallifère.

Au Nord de la Sierra Nevada, principalement dans les chaînes secondaires de Elvira, de Baza et de los

(1) Est 15° Nord à Ouest 15° Sud (D. Amaljo Maestre), Est 20° Nord à Ouest 20° Sud (F. Le Play).

Filabres (1), on retrouve les calcaires dolomitiques métallifères de la région méridionale dont je viens de parler.

Cet îlot montagneux de la Sierra de Baza et de los Filabres est appelé à un riche avenir, lorsque l'ouverture des voies ferrées en construction permettra de transporter à un prix raisonnable les produits à embarquer. La Sierra de Baza est particulièrement riche en minerais de plomb argentifères et en calamine.

Entre ces diverses montagnes d'ancienne formation, et plus particulièrement au Nord et à l'Ouest de la Sierra Nevada, on trouve les terrains tertiaires composés de calcaire coquillier de marnes, de gypses, de sables argileux, faisant place quelquefois à de puissantes couches de cailloux roulés tels qu'on les voit à Grenade, sur le promontoire de l'Alhambra, au Generalife et jusque sur la Silla del Moro.

Ces terrains tertiaires sont particulièrement remarquables par l'aspect que leur ont donné et leur donnent encore les érosions aux environs de Guadix et à Purullenc. Là, on voit une grande partie des habitants logés dans des habitations souterraines ou *cuevas* (caves), creusées dans les bancs de sables argileux.

Entre Grenade et Guadix, dans la vallée del Molinillo, on voit des terrains ayant quelque analogie d'aspect avec le terrain permien ; ne m'étant pas arrêté dans le parcours, je n'ai pu les déterminer suffisamment.

Les roches éruptives sont assez nombreuses et variées dans le massif de la Sierra.

On a signalé des serpentines au Nord, dans la Sierra

(1) On retrouve dans ces dernières d'immenses carrières exploitées par les Romains et les Arabes, d'où sont sortis les marbres de l'Alhambra et de beaucoup d'autres monuments sans doute (D. Rafael Contreras. Etude et description des monuments arabes de Grenade, Séville et Cordoue).

de Elvira et dans le ravin de San Juan, près de Huejar Sierra, au Sud dans la Sierra de Gador, dans le ravin de Castala près de Berja (1). C'est, sans doute, une éruption de ce genre qui occupe la totalité d'un mamelon assez élevé qui se voit à l'Ouest de la plaine du Marquesado et qui, par sa couleur sombre, tranche sur les montagnes environnantes.

Les diorites ont été également indiquées en divers points du massif montagneux.

Les trachytes, laves et basaltes se font particulièrement remarquer au cap de Gate ; ces diverses roches suivent le littoral jusque dans les provinces de Murcie et d'Alicante, jalonnant ainsi le soulèvement parallèle à celui des Alpes occidentales qui, du cap Tres Forcas (Afrique) à Barcelone, a dessiné la côte orientale et Sud-Est de la péninsule.

Dans ces soulèvements trachytiques, qui ont une direction générale Nord Nord-Est à Sud-Sud-Ouest, se rencontrent les gisements plombeux si intéressants de Mazarron et de la Sierra de Carthagène (province de Murcie).

Dans les micaschistes se trouvent généralement les gisements filoniens de plomb et de cuivre dispersés sur les deux flancs de la Sierra. J'ai eu à étudier particulièrement des gisements de cuivre, et, en décrivant ceux qui constituent le domaine minier de Jerez-Lanteira, j'aurai décrit également tous les gisements cuivreux de la région. L'énumération seule des filons connus serait longue et fastidieuse, sans aucun intérêt pour le lecteur ; dans la plupart des cas, il faudrait s'en tenir à cette énumération, le plus grand nombre de ces filons n'ayant été l'objet d'aucun travail de reconnaissance, ou aucun souvenir n'ayant été conservé sur les travaux qui y ont

(1) Don Amalio Maestre.

pu être exécutés. Je me contenterai, en terminant la description des filons de Jerez-Lanteira, de citer les points principaux de la Sierra où des gisements identiques existent (Note I).

En divers points, on rencontre aussi d'importants gisements de minerai de fer. A environ un kilomètre au-dessus de Jerez, on voit encore une forge à la catalane qui était alimentée par les hydroxydes ferrugineux qu'on exploitait autrefois au Nord-Est de Lanteira, dans le Marquésado.

Les filons de Jerez-Lanteira sont au nombre de dix, savoir : huit dans le groupe Jerezana, deux dans le groupe Lanteira (Pl. XXVIII, Fig. 1).

Etude
des filons.

Ces filons présentent des directions variables ; leur inclinaison est variable aussi ; néanmoins, elle a toujours lieu vers le pied de la Sierra, c'est-à-dire de l'Est à l'Ouest en passant par le Nord.

Leur minéralisation n'est pas la même ; cependant il est à remarquer que tous les filons pyriteux, c'est-à-dire ne renfermant que de la pyrite de cuivre peu ou pas argentifère, à l'exclusion complète ou à peu près complète de cuivre gris, ont tous une direction identique, tandis que les filons de cuivre gris argentifère ont des directions variables.

Un autre fait à remarquer, c'est que la constance de la minéralisation est beaucoup plus accentuée dans les premiers que dans les seconds. Les colonnes minérales ont une grande étendue en direction dans les filons de pyrite ; elles ont, au contraire, des dimensions horizontales très réduites dans les filons de cuivre gris.

Il ne faut pas perdre de vue, cependant, que si les filons de cuivre gris, très riches en argent, ont été, dans les temps les plus reculés, l'objet de grandes exploitations, si les filons de pyrite ont été exploités à

une époque beaucoup plus moderne, toute tradition s'est perdue, et que les travaux de notre époque n'ont pas été encore suffisamment développés pour permettre de reconnaître et d'établir, pour chaque filon, les lois de la minéralisation. Pour les filons du groupe de Lanteira seuls, on est un peu plus avancé, à ce dernier point de vue, que pour ceux de l'autre groupe.

Ces principes généraux étant posés, voici l'énumération des filons de chacun des deux groupes :

	NOMS DES FILONS	DIRECTION	INCLINAISON	MINÉRALISATION
Groupe Jerezana.				
1 ^o	Buen-Hijo	N. 2 ^o E.	62 ^o E.	Cuivre gris arg ^{re} .
2 ^o	Suzon.....	N. 10 ^o O.	65 ^o E.	d ^o
3 ^o	Santa-Ana	N. 2 ^o E.	55 ^o E.	Pyrite de cuivre.
4 ^o	San-Antonio.....	N. 2 ^o E.	50 ^o »	d ^o
5 ^o	San-José	N. 2 ^o E.	?	d ^o
6 ^o	Juan-el-Bueno...	N. 2 ^o E.	65 ^o »	d ^o
7 ^o	Corona	N. 2 ^o E.	60 ^o »	d ^o
8 ^o	Britania	N. 30 ^o E.	? N.-O.	Cuivre gris arg ^{re} .
Groupe Lanteira.				
9 ^o	Cecilia.....	N. 35 ^o E.	75 ^o N.-O.	Cuivre gris arg ^{re} .
10 ^o	Eugenio	E. 16 ^o N.	70 ^o N.-N.-O.	d ^o

Nous voyons ainsi qu'à l'exception d'un seul, Britania, tous les filons du premier groupe présentent un faisceau de cassures à peu près parallèles, et que le filon Britania a sensiblement la même direction que le filon principal du deuxième groupe, Cecilia.

Du reste, ces directions prises généralement à la superficie pour la plupart de ces filons ou dans des travaux de reconnaissance très peu étendus, pourront se trouver modifiées, plus tard, lorsque ces filons seront reconnus sur une plus grande échelle. Comme je le ferai voir plus loin pour le filon Santa-Ana, l'inclinaison

étant assez souvent variable, il en résulte des variations d'allure dans la direction, et il ne faut pas attacher une importance absolue aux directions données plus haut.

Il suffit de retenir que 3 directions principales se font remarquer :

- | | |
|----|--|
| 1° | Une se rapprochant de la ligne Nord-Sud. |
| 2° | — — — Nord Nord-Est. |
| 3° | — — — Est-Ouest. |

A ces 3 directions principales, viennent s'en ajouter 2 autres relevées par Don Amalio Maestre dans la région de Hueja Sierra, savoir :

- | | |
|----|---|
| 4° | Les filons dont la direction se rapproche de N.-N.-O. |
| 5° | — — — N.-O. |

GROUPE JEREZANA.

L'ensemble du groupe de la Jerezana couvre actuellement une superficie de 172 hectares ou *pertenencias* (Pl. XXVI, Fig. 3).

Tous les filons pyriteux connus à ce jour sont compris dans le groupe Jerezana.

Filons
pyriteux.

Ils ont absolument les mêmes caractères d'allure, de minéralisation, de remplissage.

La nature de ce dernier fait qu'au lieu de se trahir au jour, comme le font beaucoup de filons, par quelques crêtes (*crestones*), en saillie sur le terrain, ceux de cette région se font remarquer, au contraire, par des dépressions où la couleur ferrugineuse domine. Cela tient à ce que la gangue ou le remplissage du filon, constamment composé de fer spathique, et la partie minéralisée du filon, se décomposent plus facilement à l'air que les schistes encaissants. Le fer carbonaté se transforme en fer hydroxydé, les cuivres pyriteux font place à des cuivres oxydés et carbonatés, et, tout à la

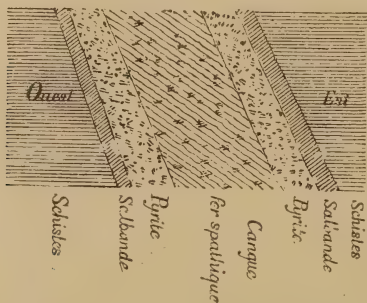
superficie, la minéralisation des filons n'est plus représentée que par un chapeau de fer formé par des hématites anhydres ou hydratées colorées en vert par quelques enduits cuivreux ; dans la masse ferrugineuse, on rencontre encore quelques veinules ou quelques rognons qui ne sont pas complètement transformés et dans lesquels la nature peut être prise sur le fait dans son travail de décomposition.

Cette décomposition pénètre jusqu'à une certaine profondeur (environ 80 mètres) au-dessous de la surface du sol. La partie la plus voisine de cette dernière est même généralement à peu près stérile jusqu'à une dizaine de mètres de profondeur. Alors, commence ce qu'on appelle communément la *zone des carbonates*, qui se poursuit en profondeur, faisant place peu à peu à la pyrite. Cette dernière ne règne d'une manière complète qu'à 30 ou 35 mètres du jour.

Ces principes généraux étant posés, je passe à l'étude séparée des filons pyriteux. Le plus important d'entre eux, celui sur lequel jusqu'à présent ont été concentrés les travaux de recherche et d'exploitation, est le filon Santa Ana.

Filon
Santa-Ana.

La composition de ce filon est des plus régulières. Les schistes encaissants étant presque horizontaux, à tel point qu'il est difficile de leur assigner une



direction et une inclinaison quelconques, le filon Santa Ana les recoupe à peu près normalement. Au mur et au toit se trouvent généralement deux salbandes d'argile noirâtre ; lorsqu'elles font acciden-

tellement défaut, la minéralisation se trouve répandue dans les schistes encaissants du toit et du mur. Entre les salbandes et la partie centrale du filon se trouvent deux zones d'une épaisseur variable de 2 à 10 centimètres dans lesquelles la minéralisation se trouve particulièrement concentrée. La pyrite cuivreuse est généralement tendre, d'un abatage facile. Elle est assez souvent mélangée à des sulfures noirs pulvérulents, *polvorillos*, et à des cuivres panachés. Au centre de la masse filonienne se trouve un remplissage de fer carbonaté, *sidérose*, plus ou moins imprégné de pyrite de cuivre.

La puissance totale, dépendant essentiellement de celle du remplissage, varie de 0^m,50 à 0^m,80 et dépasse parfois, mais accidentellement, ce dernier chiffre.

Cet ensemble constitue, au plus haut degré, ce que Elie de Beaumont a appelé filon concrétionné ou d'incrustation (1). Il n'est pas rare d'y rencontrer, ainsi que dans les filons similaires de la région, des druses ou géodes remplies de remarquables cristallisations.

Un autre fait à remarquer et qui s'applique également à tous les autres filons, c'est l'absence presque complète de silice; les minerais extraits sont essentiellement *basiques*.

Les travaux exécutés à ce jour ont démontré un enrichissement constant, jusqu'à présent, vers le Nord et, dans cette direction, une constance non moins remarquable dans la pureté de la pyrite, qui ne renferme, pour ainsi dire, aucun élément étranger à sa composition chimique et n'est pas argentifère.

Vers le Sud, au contraire, direction dans laquelle les travaux n'ont pas eu un grand développement, on

(1) *Traité de géologie* de M. A. de Lapparent, 1883, p. 1.170.

aurait constaté un appauvrissement de la minéralisation et la présence de l'argent dû à quelques mouches de cuivre gris.

Travaux
exécutés.

Historique. — On n'a aucune donnée, ni sur l'époque, ni sur l'importance des travaux qui ont été exécutés sur ce filon antérieurement à l'époque contemporaine. On ne met pas en doute, néanmoins, que le filon Santa Ana, ainsi que les filons argentifères de la région, n'aient été l'objet d'exploitations plus ou moins développées par quelques-uns des peuples, sinon tous, qui ont été successivement les dominateurs du pays ; sans sortir du groupe de la Jerezana, on a rencontré dans les environs des affleurements (filon Britania principalement) d'importantes haldes de scories et d'anciens déblais.

En dehors de ce groupe, dans celui de Lanteira ou, pour mieux dire, dans cette région, les haldes de scories ont donné lieu, dit-on, à une importante et très lucrative opération de refonte sur place, par la maison Hérédia, de Malaga. Les ruines de l'établissement créé alors existent encore. Non loin d'elles, se trouvent également celles de la fonderie du curé Montes, qui avait été installée sans doute pour le même objet.

Dans une autre région du groupe de la Jerezana, en opérant les fouilles et les terrassements de la nouvelle fonderie, on a rencontré plusieurs tombes dans lesquelles on a trouvé des monnaies constantiniennes, des urnes lacrymales, des bijoux en cuivre, etc., tous vestiges qui démontrent péremptoirement que le pays a été habité par une population romaine ou soumise aux Romains. De l'ensemble de ces faits, on a conclu, avec quelque raison peut-être, que ces populations ont pu tirer parti des richesses minérales renfermées dans ces filons.

Les travaux contemporains, du moins ceux qui ont

une histoire, ne remontent pas à une époque bien éloignée.

Toutes les tentatives faites autrefois pour tirer parti des minerais de cette région paraissent avoir échoué pour deux raisons principales : 1^o difficulté des transports ou transports trop onéreux des minerais crus, lavés et enrichis ; 2^o impossibilité de les traiter sur place, même partiellement, de faire dans le cas spécial des mattes riches ou du métal, par suite de l'absence de combustible ou de la cherté de celui qu'on aurait pu se procurer.

Si l'on ajoute à ces deux difficultés celles qui ont pu résulter d'une mauvaise administration, d'un capital insuffisant, on comprendra facilement l'insuccès des tentatives faites.

Ces tentatives ont consisté dans le creusement d'un certain nombre de puits verticaux dont la plupart existent et sont utilisés encore, de quelques puits inclinés sur le filon (*trancadas*), de travers-bancs mettant en communication celui-ci avec les puits verticaux, et de galeries en direction dans le gîte.

En 1883, les puits verticaux étaient au nombre de cinq qui, du Nord au Sud, sont : (Fig. 4 et 5, Pl. XXVI).

1^o *Puits Panteon*, dont l'orifice est à la cote 1125,70 (1) et au toit du filon ; recoupe celui-ci à la cote 1077,70, au moyen d'un travers-bancs de 40 mètres de longueur ;

2^o *Puits Maria*, dont l'orifice était à la cote 1.100 et au toit du filon. Il avait recoupé celui-ci à 10 mètres de profondeur (1.090) et on avait ouvert une galerie en direction vers le Nord, galerie qui n'était pas sortie, sans doute, de la zone stérilisée des affleurements. Ce

(1) Ces cotes, qui représentent l'altitude des lieux au-dessus du niveau de la mer, ne sont qu'approximatives.

puits, dont il ne reste plus aujourd'hui que les vestiges, se trouvait à environ 105 mètres au Sud-Ouest du puits Panteon ;

3° A 118 mètres au Sud-Sud-Ouest du même puits, se trouve le puits *Elisa*. Son orifice est à la cote 1.100,50 ; il est placé au toit du filon et recoupe ce dernier à environ 20 mètres de profondeur. Le puits se continue dans le mur du filon et est mis en communication avec celui-ci à la profondeur de 38 mètres (1.062,50) au moyen d'un travers-bancs de quelques mètres de longueur. A cette cote, une galerie en direction était poussée vers le Nord sur environ 100 mètres de longueur. Dans cet étage, à environ 15 mètres au Nord du travers-bancs, on avait ouvert une descenderie sur le filon, dite plan incliné des Anglais ; cette descenderie avait atteint le niveau 1.504, et un nouvel étage d'une dizaine de mètres de développement avait été commencé ;

4° A 47 mètres au Sud du puits *Elisa*, se trouve le puits *Entivo* dont l'orifice est à la cote 1.100 et qui atteint la profondeur de 90 mètres. Comme les précédents, ce puits est au toit du filon ; il a recoupé celui-ci à 35 mètres de profondeur (1.065) ; à ce niveau, deux galeries en direction dans le gîte avaient été ouvertes ; l'une, vers le Sud, avait été arrêtée à 35 mètres du puits, où le filon paraissait se brouiller et devenir argentifère ; l'autre, vers le Nord, jusqu'à sa mise en communication avec le travers-bancs de l'étage 1.062 du puits *Elisa*.

Des étages inférieurs ont ensuite été créés. On n'en connaît pas exactement le nombre ; mais, le principal d'entre eux a été ouvert à la profondeur de 80 mètres (1.020) et on a rejoint le gîte au moyen d'un travers-bancs de 38 mètres de longueur.

Ici, la tradition prétendait qu'aucune galerie en

direction n'avait été poussée dans les niveaux inférieurs à celui de 1.065 ; tout au plus, reconnaissait-on que 4 ou 5 mètres de galerie, vers le Nord, avaient été exécutés lors de la visite faite à ces mines par le savant et regretté ingénieur Fuchs. Cette galerie a, sans doute, été continuée après cette visite, puisque, tout dernièrement, ce n'est qu'après avoir déblayé et relevé 25 mètres de galerie éboulée, que j'ai pu vérifier le terrain vierge et constater la minéralisation du filon.

Qu'a-t-il été fait vers le Sud ? Qu'a-t-il été fait dans les étages intermédiaires ? La continuation des travaux résoudra seule ces deux questions ;

5° Enfin, le *puits Josefina*, à 78 mètres à l'Est un peu nord du puits Entivo, était foncé jusqu'à 40 mètres de profondeur (1.060) et était mis en communication avec l'étage 1.062 du puits Elisa au moyen d'un travers-bancs.

Indépendamment de ces puits, il existait encore deux descenderies sur le filon, venant du jour (*trancadas*) ; la plus septentrionale, la descenderie Alfonsa, passait à 20 ou 25 mètres au nord du puits Maria ; la seconde venait aboutir au point d'intersection du puits Elisa avec le filon.

Enfin, une descenderie intérieure, la descenderie Farnesia, faisait communiquer le niveau du puits Maria (1.090) avec le niveau Elisa (1.062,50).

Travaux actuels. — De tous ces travaux, il n'existe aujourd'hui que les puits verticaux, sauf le puits Maria qui a disparu, la galerie en direction du nouveau Elisa (1.062) et la galerie relevée du puits Entivo (1.020).

Le puits Panteon a été mis en communication (1.077) avec les travaux d'abatage faits au-dessus de la galerie Elisa. On a reconnu qu'à ce niveau, on se trouvait

déjà dans la zone des pyrites, ce qui a immédiatement augmenté le champ d'exploitation vers le Nord. (Le puits se trouve placé au centre de la concession et, jusqu'à la limite Nord, on peut compter, à ce niveau, sur un développement de 300 mètres en direction.)

Le puits Elisa, muni d'échelles, a été transformé en puits d'entrée et de sortie des ouvriers.

La galerie Elisa (1.062) a été relevée d'un bout à l'autre et continuée ; elle s'étend maintenant jusqu'à 160 mètres au nord du puits.

L'étage inférieur (1.054), qui a pris le nom de premier niveau de Josefina, a été mis en communication avec ce dernier puits au moyen d'un travers-bancs et continué au Nord et au Sud. Au Nord, il est en retard de 35 à 40 mètres sur l'avancement du niveau Elisa ; au Sud, il s'avance à 80 mètres du puits de ce nom.

Dans cette dernière galerie et à 17 à 18 mètres du puits Entivo, au Sud, on a ouvert un puits vertical qu'on a poussé jusqu'au niveau 1.035 ; au moyen d'un travers-bancs, on a recoupé le filon à ce niveau, on a ouvert deux galeries en direction et créé ainsi un nouvel étage (2^e niveau du puits Josefina) qui sera ultérieurement mis en communication avec ce puits au moyen d'un travers-bancs de roulage.

Pour cela, on a repris l'approfondissement du puits Josefina et on l'a poussé à quelques mètres plus bas que le futur étage 1.035. Le travers-bancs est sur le point d'être commencé.

Au puits Entivo, on n'a fait que des travaux de relèvement et de réparation pour préparer la reprise de l'étage 1.020.

Entre les deux étages 1.062 et 1.054 et au-dessus du premier, on a fait quelques cheminées d'exploitation et découpé des massifs dans lesquels ont été installés des chantiers d'abatage en gradins renversés (*realces*).

Comme il est facile de le voir par l'examen du plan des travaux (PL. XXVI, FIG. 5), la direction du filon Santa-Ana, à partir d'un point situé un peu au Nord du travers-bancs du premier niveau de Josefina, varie de Nord 12° Est à Nord 10° Ouest ; c'est ce qui m'a fait adopter la direction moyenne Nord 2° Est comme direction générale de ce filon et de tous ceux du même groupe, qui paraissent lui être parallèles et que je vais successivement passer en revue.

Le filon San-Antonio, à 110 mètres à l'Ouest du filon Santa-Ana, a été atteint par le puits Angel à la profondeur d'environ 60 mètres, c'est-à-dire à la cote 1.065, le puits Angel ayant son orifice à peu près à la même cote que le puits Panteon.

Filon
San-Antonio.

C'est à peu de chose près, et en tenant compte de la pente des galeries, la cote de la galerie Elisa dans cette région.

J'ai constaté la présence de la pyrite de cuivre dans ce filon, qu'on n'avait pas encore entièrement recoupé, quoique la reconnaissance par le puits Angel ait été faite depuis plus de 7 ans. Quelques mètres de galerie auraient jeté un grand jour sur l'allure de ce filon à cette profondeur (1).

Sur les affleurements de ce filon, il existe des anciens travaux qu'on ne peut visiter.

A 180 mètres plus loin se trouve le filon San-José, sur les affleurements duquel on ne voit que quelques petits

Filon
San-José.

(1) Après ma visite, on a achevé de recouper le filon San-Antonio, on y a ouvert 2 galeries en direction au Nord et au Sud, et le résultat obtenu a été tellement encourageant qu'on n'a pas hésité à ouvrir un travers-bancs au niveau 1.035 de Santa-Ana pour aller recouper le filon San-Antonio à environ 30 mètres plus bas que le point reconnu. (Rapport de M. C. Rubio, juin 1891.)

puits anciens. Aucun travail moderne n'a été entrepris sur ce filon.

Filon
Juan-el-Bueno

A 70 mètres à l'Ouest de San-José se trouve le filon Juan-el-Bueno, dont les affleurements sont visibles sur une longueur assez importante (4 à 500 mètres). Parmi les anciens travaux faits sur ce filon, on cite une descente et un *Socabon* (galerie de niveau venant du jour) par lesquels on aurait constaté la présence de carbonates et d'oxydes cuivreux.

Filon
Corona.

Le filon Corona, qui clôt la série des filons connus à ce jour du groupe de la Jerezana, du même système et de la même minéralisation que le filon Santa-Ana, se trouve à 220 mètres à l'Ouest de Juan-el-Bueno.

D'anciens travaux, auxquels on ne peut attribuer une grande importance, à en juger par les excavations faites et les déblais amoncelés, se voient sur ce filon et particulièrement au point où il se croise avec le filon Britania. On donne à ces anciens travaux une profondeur qui ne dépasserait pas 15 mètres ; autant dire qu'on n'est pas sorti de la zone des affleurements.

Le point d'origine qui a servi à déterminer les limites de la concession Jerezana (*punto de partida*, PP. du plan FIG. 3) se trouve au voisinage du prolongement des affleurements de ce filon vers le Nord, à 100 mètres de la limite de concession.

Filons
argentifères.

Trois des filons argentifères : Buen-Hijo, Suzon et Britania, appartiennent au groupe de la Jerezana. Les deux premiers, très voisins l'un de l'autre à l'extrême Est de la concession, constituent un ensemble qui sera exploité par les mêmes puits et travers-bancs ; le filon Britania est le dernier connu à l'Ouest du groupe de la Jerezana. Les deux autres filons argentifères constituent à eux seuls le groupe de Lanteira.

Le filon Buen-Hijo se trouve à 550 mètres à l'Est du filon Santa-Ana.

Filon
Buen-Hijo.

Les travaux exécutés sur ce filon et sur son voisin Suzon étant arrêtés et pleins d'eau, je n'ai pu les visiter. Je consignerai seulement ici les renseignements qui m'ont été donnés sur ce qui a été fait pour la reconnaissance et la mise en exploitation de ces deux filons dont je n'ai pu voir que les affleurements.

Le filon Buen-Hijo a été exploré par la Société qui a précédé celle de Jerez-Lanteira dans l'exploitation de ces mines. On avait ouvert un puits (Puits Buen-Hijo) à quelques mètres à l'est des affleurements. Ce puits recoupa le filon à 25 mètres de profondeur et, sur celui-ci, on ouvrit, en direction vers le Nord, une galerie qui atteignit une longueur de 28 mètres jusqu'à la rencontre d'une descenderie suivant l'inclinaison du filon et venant des affleurements.

Au moyen de ces travaux, on aurait constaté que le filon Buen-Hijo, encaissé entre deux salbandes argileuses, a une épaisseur minéralisée d'environ 0^m,50 de fer spathique avec mouches de pyrite cuivreuse et de 0^m,10 environ de cuivre gris argentifère plus ou moins mélangé de pyrite de cuivre. On prétend qu'à cette veine s'en joindrait une seconde un peu à l'Ouest de la première.

Après avoir parlé du filon Suzon, je dirai un mot des travaux modernes exécutés sur l'ensemble des deux filons.

Le filon Suzon, dirigé Nord 10° Ouest, forme avec le précédent un angle de 12°.

Filon Suzon.

On a des données moins précises sur ce qui a été exécuté sur ce filon. Une descenderie, suivant l'inclinaison, aurait atteint la profondeur de 35 à 40 mètres. Quelques galeries en direction auraient été ouvertes,

soit à droite, soit à gauche de la descenderie, et on aurait constaté l'existence d'une veine minéralisée, dont le remplissage, analogue à celui du filon Buen-Hijo, est composé de fer spathique, de cuivre gris et de pyrite de cuivre.

Des minerais extraits de ces deux filons à la profondeur de 25 mètres auraient donné 3 % de cuivre et 1 kilog. d'argent à la tonne de cuivre.

Ici encore, on prétend qu'il existerait une seconde veine, à l'Ouest de la première. Si ce fait était reconnu exact pour les filons Buen-Hijo et Suzon, il y aurait lieu de le rapprocher de ce qui se passe dans le groupe de Lanteira pour les deux filons Cecilia et Eugenio, où la division du massif filonien en plusieurs veines a été constatée.

Travaux actuels. — Ces travaux consistent dans l'ouverture du puits Jésus-Marie, en un point situé à environ 60 mètres à l'Est des affleurements de Buen-Hijo et à 90 mètres des affleurements de Suzon. L'orifice de ce puits est à la cote 1.072. Il a été foncé jusqu'à la profondeur de 68 mètres et, à 60 mètres, on a ouvert un travers-bancs qui a été dirigé perpendiculairement à la bissectrice de l'angle formé par la trace des deux filons sur un plan horizontal.

A 30 mètres du puits, on aurait recoupé le filon Buen-Hijo. Deux galeries en direction ont été commencées sur le filon ; l'une, vers le Sud, aurait 6^m,70 de long, l'autre, vers le Nord, en aurait 9^m,70.

Dans ces deux galeries on aurait constaté qu'on se trouvait encore dans la zone affectée par la décomposition résultant des influences atmosphériques ; on n'y aurait trouvé que des oxydes ferrugineux, des cuivres carbonatés et des cuivres gris décomposés.

Le travers-bancs a été continué sur Suzon, mais on

n'a fait que 6^m,50 dans cette direction, et il y aurait encore 25 mètres à faire pour recouper ce dernier filon.

J'ai dit plus haut que le filon Britania se croise avec le filon Corona. Quel est le croiseur ? Quel est le croisé des deux filons ? C'est ce qu'on ne sait pas encore. Aux affleurements, le point de croisement se trouve à environ 150 mètres au Sud du *punto de partida*.

Par sa direction Nord 30° Est, le filon Britania diffère essentiellement de tous ceux dont je viens de parler, qui, à l'exception du filon Suzon, affectent une direction se rapprochant sensiblement de la ligne Nord-Sud magnétique.

Au point de vue de la minéralisation, et si l'on en croit les traditions locales, ce filon se rapprocherait de Buen-Hijo et de Suzon, le minerai, à ce qu'on prétend, étant, en majeure partie, formé de cuivre gris argentifère ayant donné lieu à d'importantes exploitations anciennes, que la rencontre de quelques monnaies constantiniennes et d'autres objets aurait fait attribuer aux Romains.

Indépendamment des travaux anciens, il a été fait, sur ce filon, à une époque relativement récente, quelques petites investigations, tranchées, puits, qui n'ont eu aucune importance et n'ont même pas servi à déterminer sûrement l'allure du gîte.

Le filon Britania se distingue encore de la généralité des gisements dont je viens de parler par la longueur considérable de ses affleurements ; ils peuvent être suivis sur une distance horizontale de plus de 600 mètres. J'ai cité le filon Juan-el-Bueno comme étant à peu près dans le même cas. A ce point de vue, ces deux filons mériteraient une étude plus sérieuse.

Filon
Britania.

GROUPE DE LANTEIRA

L'ensemble des trois concessions formant le groupe de Lanteira couvre une superficie de 45 hectares, savoir (PL. XXVIII, FIG. 1) :

Campo de Marte.....	25 hectares.
San Joaquin.....	12 —
Manuel.....	8 —
	45 hectares.

Deux filons principaux y sont reconnus et exploités jusqu'ici ; ce sont le filon Cecilia et le filon Eugenio. J'ai parlé, plus haut, de l'allure générale de ces filons, je n'y reviendrai pas.

Jusqu'à présent, l'exploitation s'est maintenue au-dessus du niveau d'une grande galerie générale ouverte à flanc du coteau (*socabon général*) à la cote 1.235.

Ce socabon, qui a presque une direction Nord-Sud, a recoupé le filon Cecilia à 247 mètres du jour et, continué dans la même direction, a rencontré le filon Eugenio 128 mètres plus loin ; poursuivi au mur du filon Eugenio, il a atteint la longueur totale de 403 mètres et a été arrêté à environ 50 mètres de la limite Sud de la concession Campo de Marte (PL. XXVI, FIG. 6).

A moins qu'en profondeur quelque filon, plus au Sud que le filon Eugenio, ne pénètre dans les concessions du groupe de Lanteira, le champ d'exploitation de ces trois concessions se trouvera toujours borné à ces deux filons.

Le champ d'exploitation actuel est divisé en cinq niveaux différents :

1 ^{er}	niveau à 75 mètr. au-dessus du socabon général (1310),
2 ^e	— 50 — — (1285),
3 ^e	— 25 — — (1260),
4 ^e	— celui du socabon général (1235),
5 ^e	— 25 mètr. au-dessous du socabon général (1210).

Des étages intermédiaires ont été ouverts entre le 1^{er} et le 2^e dans le filon Eugenio ; entre le 3^e et le 4^e, entre le 4^e et le 5^e dans le filon Cecilia.

Le champ d'exploitation du filon Cecilia comprend les 3 niveaux inférieurs, celui du filon Eugenio et les 2 supérieurs.

Les nombreux travaux qui ont été exécutés sur ces filons avant la période actuelle et dont il ne reste plus que des vestiges, les anciennes scories riches en argent qui ont donné lieu, dit-on, à une refonte sur place très fructueuse, démontrent surabondamment que ces filons ont été exploités sur une assez grande échelle, qu'on a épuisé peu à peu et jusqu'au niveau où les eaux permettaient alors une exploitation fructueuse, toutes les colonnes riches connues.

Jusqu'où les anciens exploitants ont-ils porté leurs investigations ? Quel niveau ont-ils atteint dans la poursuite du précieux métal qu'on recherchait alors comme on le recherche aujourd'hui. Ces deux questions ne sont pas encore complètement résolues, ce qui faisait dire à M. Sanchez y Massia, ancien directeur des travaux :

« Il est vrai qu'au niveau où nous avons exploité
 « jusqu'ici le filon de Lanteira, nos prédécesseurs, les
 « Romains, les Maures et d'autres encore, avaient fait
 « une riche moisson et ne nous ont laissé, en quelque
 « sorte, qu'un champ à glaner. Mais nous pouvons
 « espérer, avec une quasi-certitude, que le niveau
 « inférieur à la galerie générale, niveau auquel nous
 « allons pouvoir travailler, n'a pas été défloré par les
 « anciens et que le filon est encore aujourd'hui complè-
 « tement vierge. » (1).

(1) Rapport du mois de juin 1890.

Ce point intéressant n'était pas encore élucidé lors de ma visite.

Filon
Cecilia.

J'ai dit que ce filon avait été recoupé au niveau du Socabon général à la distance de 247 mètres du jour (Pl. XXVI, Fig. 6).

A l'Est de ce travers-bancs, peu de chose a été fait sur le filon. On ne tarde pas, en effet, à rencontrer une faille. Cette faille, reconnue à 3 étages différents et sur une hauteur d'environ 50 mètres, a une direction Nord-Ouest, Sud-Est (1), et une inclinaison 60° Nord-Est. Elle rejette le filon en profondeur d'environ 110 à 120 mètres.

Le filon est également affecté dans sa direction qui, à l'Est de la faille est de Est 35° Nord ; l'inclinaison en serait également modifiée, car elle ne serait plus que 45° Nord-Ouest ; mais, je me hâte d'ajouter que cette étude de la partie rejetée n'est pas encore complète.

Malheureusement, le rejet paraît avoir lieu au détriment de la minéralisation, car tous les travaux faits dans la partie rejetée à l'Est de la faille n'ont rencontré qu'une indication de filon sans minerai.

Ces travaux ont été les suivants :

A 37 mètres au-dessus du socabon général (1.272), on a ouvert un autre socabon, dit socabon de l'Est, dont la direction fait seulement un angle de 30 à 35° avec la direction du filon rejeté, moins encore avec la direction du filon avant le rejet. Il y a eu, sans doute, une erreur commise dans l'exécution de ce travail, et, l'erreur reconnue quand on avait déjà fait 75 mètres de galerie, on a pris vers le Sud-Est une galerie perpendiculaire à la direction du filon.

(1) Une des cinq directions principales des fractures de la région.

A ce niveau (1.272), celui-ci aurait été reconnu sur une longueur totale de 130 mètres environ ; au Sud-Ouest, on aurait buté à la faille ; au Nord-Est, on aurait fait une recherche dans le mur, sur 30 à 40 mètres de longueur, peu intelligemment dirigée, du reste, dans la plus grande partie de sa longueur. Dans cette étendue en direction, on n'aurait trouvé qu'en un seul point et en petite quantité du bon minerai. Néanmoins, cet indice est bon à signaler et à retenir.

Au niveau du socabon général et à 200 mètres du jour, on a pris une galerie vers le Sud-Est dans une direction à peu près perpendiculaire à celle du filon rejeté. Cette recherche était assez rationnelle ; elle a eu 85 mètres de longueur et a dû recouper le filon. On n'a pas su le voir, sans doute ; alors, à 45 mètres du socabon général, on a fait une nouvelle galerie dirigée Ouest-Est sur 32 mètres, Est 25° Sud sur 35 mètres et, par cette galerie, à 10 mètres de la déviation qu'elle a subie, on a recoupé la trace du filon, trace qui a été suivie sur 25 mètres vers le Nord-Est sans résultat.

Pour terminer ce qui a rapport à ces travaux à l'Est de la faille, je dirai qu'au voisinage de l'entrée du socabon de l'Est, on a ouvert un puits d'extraction (puits Santa-Maria) qui est arrêté à la profondeur de 29 mètres de la superficie.

Dans la partie Ouest du socabon général, le filon a été rencontré divisé en trois veines. Ces veines sont séparées par un intervalle stérile d'une épaisseur variant de 2 à 8 mètres, de sorte que, généralement, elles peuvent s'exploiter séparément. Cette circonstance n'est pas favorable à l'exploitation ; cette dissémination de la richesse minérale fait que, pour une même production, on est obligé de multiplier les points d'attaque, d'entretenir une plus grande longueur de galeries de niveau ; et les terrains de Lanteira, mau-

vais et ébouleux, nécessitent de gros frais d'entretien et de boisage.

J'ajouterai qu'à mon avis, cette division du filon en 3 branches, division qui ne paraît avoir été jamais constatée dans la région supérieure des travaux, n'est pas un indice favorable à la continuation d'une bonne métallisation en profondeur.

Il se peut, néanmoins, que cette constitution du filon ait été ignorée des anciens, et, en la rapprochant de ce que l'on m'a dit devoir exister dans les filons Buen-Hijo et Suzon, de ce qui existe dans le filon Eugenio comme je l'établirai bientôt, on pourrait en conclure que cette division en plusieurs branches est un fait général pour les filons de cuivre gris de la région.

La 1^{re} veine est en cours d'exploitation par *realces* ou gradins renversés du 4^e niveau jusqu'à 20 mètres environ au-dessus du 3^e. A cette hauteur, se rencontrent généralement les éboulements des anciens travaux, qui descendent parfois à un niveau beaucoup plus inférieur.

La 2^e veine n'est en exploitation qu'au-dessus du 3^e niveau jusqu'aux anciens travaux ; au-dessous du 3^e niveau, les massifs sont considérés comme encore vierges.

La 3^e veine ne paraît pas être exploitable jusqu'ici ; elle n'a été reconnue qu'au 4^e étage. C'est un nouveau désavantage à ajouter à celui de la division en plusieurs veines.

Au 5^e étage et à l'étage intermédiaire, entre 4^e et 5^e, on n'a encore reconnu que la 2^e veine. Ces derniers travaux sont entièrement noyés. La galerie en direction du 5^e a 75 mètres environ de développement. Au Nord-Est, elle a touché à la faille ; au Sud-Ouest, elle a atteint une région où la veine s'appauvrit et devient inexploitable.

Dans l'étage intermédiaire entre 4^e et 5^e, la galerie de roulage n'a qu'une longueur de 28 mètres. Deux descen-

deries sur le filon (2^e veine) font communiquer cet étage avec le niveau du socabon général.

A ce dernier niveau, les galeries en direction dans le filon ont eu une grande longueur ; le filon a été exploré jusqu'à une distance de 150 mètres du socabon général ; on a ainsi reconnu qu'il n'existait qu'une colonne riche qui a approximativement le même développement que celui que j'ai indiqué au 5^e niveau.

Le même fait a été reconnu au 3^e niveau, qui s'est même avancé un peu plus loin vers le Sud-Est que le 4^e.

La zone d'exploitation du filon Cecilia ne comprend donc, en direction, qu'une longueur de 75 mètres ; mais, comme il y a 2 veines exploitables, c'est comme si on avait à exploiter une colonne riche de 150 mètres de développement en direction. Cette colonne riche plongeant vers le Nord-Est se rapproche de plus en plus du plan vertical passant par le socabon général et passe, en profondeur, au-dessous de ce dernier ; elle fait avec l'horizon un angle d'environ 65° (PL. XXVI, FIG. 2).

Le filon Eugenio est composé de deux veines minérales qui, dans la région exploitée actuellement, sont suffisamment rapprochées et sont enlevées ensemble.

Filon
Eugenio.

Les traçages de ce filon ont été faits par le puits Eugenio ; aujourd'hui, ces travaux sont en communication directe avec le socabon général au moyen de puits intérieurs, et l'enlèvement des produits se fait par ce niveau.

Au-dessus du premier niveau, c'est-à-dire au-dessus de la cote 1.310, il n'y a rien à enlever, la minéralisation utile ne commençant guère qu'au niveau de l'étage intermédiaire entre premier et deuxième.

Des abatages ont été commencés entre le deuxième niveau et cet intermédiaire. La nature des terrains

encaissants a permis l'emploi des gradins droits (*banqueros*), ce qui, dans le cas de minerais de cette richesse, est bien préférable, l'exploitation par *realces*, malgré tous les soins qu'on peut prendre, occasionnant toujours des pertes par infiltration dans les remblais.

Au troisième niveau, par une cheminée intérieure venant du deuxième, on a reconnu la présence du minerai ; on se trouve à peu près à la limite de la minéralisation vers le S.-S.-O. Cette minéralisation ne s'étend vers l'E.-N.-E. que sur 65 à 70 mètres de longueur en direction.

Le filon a été également reconnu au quatrième niveau.

Rien n'a été fait au-dessous de ce dernier.

Il n'y a dans ce filon et dans le groupe de Lanteira qu'une colonne riche ayant à peu près la même étendue en direction que celle du filon Cecilia. Son allure n'est pas encore aussi bien déterminée que celle de ce dernier ; tout fait supposer, cependant, qu'elle sera la même.

De ce qui précède et relativement au groupe de Lanteira, je tire les conclusions suivantes :

Le filon Eugenio, au moins dans la partie correspondante à ce groupe (concessions Campo de Marte et San Joaquin), ne paraît pas avoir été exploité par les anciens.

D'un autre côté, les anciennes exploitations reconnues dans le filon Cecilia et dans le même groupe n'ont pas une importance suffisante pour faire croire que de ces exploitations seules sont sortis les minerais dont le traitement a donné lieu aux grandes quantités de scories refondues à la fonderie Heredia ou à celle du curé Montes.

Il est donc à peu près évident, ou que ces filons possèdent d'autres colonnes riches dans leur prolonge-

ment vers le S.-O., ou bien qu'il existe d'autres filons de même nature au Sud du filon Eugenio, en remontant vers les sommités de la Sierra Nevada.

Du reste, les affleurements du filon Cecilia se voient au jour sur un millier de mètres environ ; des indices d'anciens travaux existent sur ces affleurements, des descenderies et des puits ont été creusés (P. Carmen, Norte, etc.) Il est donc à peu près certain qu'on aurait tout intérêt à s'assurer, si c'est possible, la possession de la région Sud des concessions San Joaquin et Campo de Marte. Le groupe de Lanteira ne me paraît posséder que l'extrémité N.-E. du faisceau de filons de cette région.

Richesse des filons.

Je vais passer maintenant à l'étude de la richesse des filons, en faisant observer que cette étude se bornera aux filons de Santa-Ana, Cecilia et Eugenio, les seuls qui aient donné lieu, jusqu'ici, à une exploitation suivie et raisonnée.

Filon de Santa-Ana. — En parlant du filon de Santa-Ana, j'ai dit que la minéralisation de ce filon comprenait généralement deux veines de pyrite de cuivre séparées par un remplissage de fer spathique plus ou moins mélangé de pyrite cuivreuse. A cette pyrite ordinaire qui, lorsqu'elle est pure, renferme 27 p. % de cuivre, viennent se joindre accidentellement du cuivre panaché avec une teneur de 31 p. % de cuivre, du cuivre oxydé noir avec une teneur de 36 p. % et ce que l'on appelle *polvorillos* ou cuivre noir, avec une teneur de 50 p. % et au-dessus.

L'analyse suivante, tout en ne donnant pas la composition moyenne des minerais de la Jerezana, peut cependant donner une idée des différents éléments qu'ils renferment :

Cuivre.	18.800
Argent.	0.010
Arsenic	0.240
Antimoine.	0.125
Fer	30.640
Alumine.	2.100
Chaux	1.800
Silice	10.400
Soufre.	29.477
Manganèse	0.226 (1)

Je ferai observer que la présence du cuivre gris dans cet échantillon, trahie par sa teneur en arsenic et antimoine, démontre qu'il provient de la région Sud du filon Santa-Ana.

La nature friable du cuivre pyriteux renfermé dans les veines du toit et du mur a amené les exploitants à donner aux mineurs une prime pour tout le minerai pur trié dans la mine. Cette mesure, très sage, a donné d'excellents résultats et habitue les ouvriers à procéder avec soin et propreté dans l'abatage du minerai. Elle n'empêche pas, néanmoins, l'usage de toutes celles que l'on prend habituellement pour empêcher la perte du minerai dans les remblais des tailles qui marchent généralement par gradins renversés.

Ceci posé, je ne puis mieux faire, pour donner une idée exacte de la richesse de ce qui est actuellement à la vue et en exploitation dans la mine de Santa-Ana, que de donner un résumé des surfaces de filon dépouillées dans le courant des mois de décembre 1890, janvier, février et mars 1891, en mettant en regard la production de minerai entrée en magasin,

(1) Mémoire de M. Sanchez y Massia (*Revista Minera*, 24 avril 1891).

la teneur moyenne des minerais, d'après les essais faits au laboratoire de la mine, la métallisation correspondante et le poids de cuivre métallique par mètre carré de filon.

Les chiffres que je vais donner ont été relevés sur les états mensuels remis à l'Administration centrale de la Société, à Madrid, et sur les registres d'entrée en magasin :

Groupe Jerezana. — Filon Santa-Ana.

MOIS	EXPLOITATION ET PRÉPARATION					EXPLOITATION			TOTAL	PRODUCTION		TENEUR des minerais p. o/o	CUIVRE	
	Galeries.	Chemi- nées.	Puits	TOTAUX		Gradins droits.	G-adins ren- versés.	Total. — Mètres carrés		Mètres carrés.	Tonnes Totale.		Par mètre carré.	Par mètre carré.
				Mètres.	Met. car.									
Décembre 1890	20 ^m , 80	"	1 ^m , 80	22,60	45,20	"	101,32	101,32	146,52	tonnes 158,360	5,64	kilog. 61 k "	tonnes 8 ^t 931	
Janvier 1891	31 "	"	5,80	39,80	79,60	"	81,76	81,76	161,36	74.740	463,18	51 "	8.228	
Février —	31,40	"	2 "	33,40	66,80	"	153,50	153,50	220,30	150.676	683,95	68.310	15.037	
Mars —	24 "	14,63	"	38,63	77,26	"	145,92	145,92	223,18	332.407	1489 "	103.860	22.471	
Totaux et moyennes.	110,20	14,63	9,60	134,43	268,86	"	482,50	482,50	751,36	716.185	953,18	81.526	65.136	

Ces chiffres sont assez éloquents.

Au premier abord, on est frappé de l'élévation de la production par mètre carré de filon. Mais si l'on fait attention à la teneur moyenne des minerais, on n'est plus étonné. La densité de la pyrite de cuivre étant 4,15 et cette pyrite pure donnant à Santa-Ana 27 p. % de cuivre, il en résulte que l'épaisseur réduite en pyrite pure a été, pendant ces quatre mois, d'un peu plus de 0^m,07 (chiffre exact 0^m,073). Cette épaisseur réduite n'a rien d'exagéré quand on a passé successivement en revue tous les abatages et tous les avancements de la mine. Elle correspond à une puissance de production par mètre carré de filon de 302 kilos de pyrite pure.

M. Sanchez y Massia avait évalué cette puissance de production à 4 ou 500 kilos de minerai par mètre carré et à 65 à 70 kilos de cuivre métallique ; il supposait que le minerai extrait renfermait 15 p. % de cuivre (1). La teneur moyenne obtenue pendant ces quatre mois est sensiblement inférieure. On aurait tout intérêt, je crois, à la relever et à ne pas la laisser abaisser au-dessous de 10 p. %.

Filons Cecilia et Eugenio. — Opérant pour l'ensemble de ces deux filons comme je l'ai fait pour le filon Santa-Ana, je résumerai dans le tableau suivant la production totale en minerais par mètre carré de filon, ainsi que celle en cuivre et en argent métalliques.

(1) Rapport de juin 1890.

Groupe Lantéira. — Filons Cecilia et Eugenio.

MOIS	EXPLORATION ET PRÉPARATION				EXPLOITATION			TOTAL —	PRODUCTION TOTALE	TENEURS		MÉTAUX PRODUITS		PRODUCTION Par mèr car.	
	Galeri- nés.	Chem- nés.	Puits.	TOTAUX	Gradins droits.	Gradins ren- versés.	Total. — Mètres carrés.			Cuivre o/o	Argent co/100 cuivre.	Cuivre.	Argent.	Cuivre.	Argent.
				Mètres. Mèt car.	mèt. car.	mèt. car.	Mètres carrés.	Mètres carrés.	tonnes			tonnes	kilog.	kilog.	kilog.
Décembre 1890...	37 ^m ,95	"	3 ^m ,35	41,20	41,76	156,42	198,18	280,58	27 ^m ,333	7,20	12 ^m ,428	1 ^m ,967	24 ^k ,445	97 ^k »	7 ^m ,01 0 ^m ,087
Janvier 1891....	39,40	"	"	39,40	83,40	169,83	253,23	332,03	3,195	10,70	5,825	342	1,992	9,62	1,03 0,006
Février —	41,50	"	"	41,50	77,40	129,30	206,70	289,70	33,279	9,70	6,840	3,228	22,079	114,87	11,14 0,072
Mars —	"	"	"	"	70,80	133,44	204,24	204,24	73,002	5,05	7,134	3,686	26,255	357,43	18,09 0,129
Tot. et moyennes	118,85	"	3,25	122,10	273,36	588,99	862,35	1106,55	136,809	6,74	8,111	9,223	74,811	123,61	8,33 0,067

Ces résultats sont loin d'être aussi brillants que ceux que j'ai constatés pour le filon Santa-Ana. Ils sont loin d'approcher de ceux que les analyses suivantes de quelques échantillons de minerais pouvaient faire espérer, surtout pour la richesse en argent.

Cuivre	5.000	11.300
Argent	0.240	0.750
Plomb	»	5.123
Arsenic	11.530	3.440
Antimoine	10.650	23.440
Fer	28.000	10.500
Alumine	12.000	1.000
Chaux	»	0.600
Silice	12.500	16.400
Soufre	11.250	21.212
Matières volatiles, pertes .	8.830	6.235 (1)

Des essais particuliers ont même accusé des teneurs de 8,10 et même 14 kilos d'argent à la tonne de minerai. Ceci démontre surabondamment de quelle prudence il faut s'entourer pour asseoir des probabilités de succès dans l'exploitation de minerais aussi complexes et d'une composition aussi variable que les minerais de cuivre gris.

L'établissement de la puissance de production de chacun des deux groupes et l'étude des moyens à employer pour assurer cette production n'entrent pas dans le cadre de ce mémoire. J'ai développé mon opinion à ce sujet dans le rapport qui a suivi l'étude dont j'avais été chargé. Je ne saurais y revenir ici.

Je vais décrire rapidement les installations exté-

(1) Mémoire de M. Sanchez y Massia (*Revista Minera*, 24 avril 1891).

rieures de chacun des deux groupes et, après avoir dit un mot du prix de revient et de quelques considérations économiques, je passerai à la description de la fonderie et de l'usine de force.

Installations extérieures.

Les installations extérieures du groupe Jerezana sont établies sur les puits Josefina et Entivo pour l'exploitation du filon Santa-Ana et sur le puits Jésus-Marie pour l'exploitation des filons Buen-Hijo et Suzon.

Le puits Entivo, dont l'existence est très limitée par suite du mauvais état de ses parois et qui, tout au plus, servira de puits d'aérage, est armé d'une petite machine d'extraction et d'un chevalement en bois. L'extraction se fait au moyen de cuves remplies à l'intérieur, aux recettes du puits, et vidées automatiquement par la machine dans les wagons qui transportent les déblais, selon leur provenance, soit aux décharges extérieures, soit à la laverie. Une pompe Tangye installée à la recette inférieure (1020) élève les eaux du puisard au jour.

Le puits Josefina est armé actuellement d'une petite machine d'extraction locomobile et d'un chevalement en bois. L'extraction se fait de la même manière qu'au puits Entivo. Cette insuffisante installation doit faire place à une autre plus sérieuse et plus en rapport avec l'extraction que doit faire ce puits. Cette nouvelle installation consistera en une machine fixe d'extraction de 25 chevaux, un chevalement en fer, guidage, etc. Une seconde pompe Tangye, installée dans ce puits à la recette 1.060, élève au jour les eaux de ce niveau recueillies dans un réservoir aux abords de la recette.

Une installation toute semblable a été faite sur le puits Jésus-Marie. Elle n'est pas encore terminée, mais le chevalement et la machine sont en place.

Sur les autres puits, sur les autres filons du groupe, n'existe aucune installation.

Autour des puits Josefina, Entivo et Elisa sont groupés les bâtiments divers de l'exploitation, logements d'employés et ouvriers, magasins, bureaux, laboratoire, ateliers, écuries, etc.

Dans le groupe de Lanteira, à l'exception des logements du maître-mineur (*capataz*) et des surveillants, d'un petit magasin et d'une forge de réparation, il n'y a aucune installation extérieure, l'extraction des produits se faisant à niveau par le travers-bancs général.

A côté du puits Josefina, on a installé une petite laverie toute rudimentaire qui doit faire place plus tard à un atelier de lavage plus complet.

Laverie.

Cette laverie comprend : un concasseur qui n'est pas utilisé, un broyeur à manège, quelques jigger et round-buddles à bras et des labyrinthes pour recueillir les boues.

Ces dernières ont donné à l'analyse de 0,63 à 1,06 p. % de cuivre, selon quelles étaient prises à 80 mètres ou à 20 mètres seulement dans le labyrinthe (1).

Données économiques.

Avant d'aborder la question du prix de revient de l'exploitation, je vais donner quelques prix relatifs à la main-d'œuvre et à certaines matières premières ; ces prix permettront de se faire une idée plus exacte des dépenses de l'exploitation des mines de Jerez-Lanteira et, dans le chapitre suivant, de la fusion sur place de ses minerais.

La main d'œuvre est généralement bon marché ; on en jugera par les prix suivants (2) :

(1) Rapport de M. E. Nibaut (avril 1891).

(2) Dans ces prix, j'ai supposé que 1 pesata = 1 franc, alors que le change réel devait être 1 pesata = 1 fr. 052.

Travaux de la mine :		Francs
Journée de mineur.	1 35 à	2 »
— manœuvre intérieur		1 50
— — extérieur		1 35

Travaux à la tâche :

Galeriès au filon.	le mètre.	25 »
Cheminées	—	35 »
Travers-bancs.	—	30 »
Gradins droits	le mètre ²	9 »
— renversés.	—	10 »
Puits d'extraction (3,80 × 2,15). . .	le mètre	150 »

Roulage :

Le mètre de galeries au rocher	14 »
Le mètre de cheminées.	8 »
Le mètre ² de gradins	2 50
Le mètre ³ d'élargissement de galerie. . . .	2 »

Lavage :

Journée de maître laveur	4 »
— aide-laveur.	2 »
— manœuvres du bac 1,00, 1,25 à	1 30
— gamins.	0,40 à 1 »

Indépendamment des prix ci-dessus fixés pour les travaux à la tâche, le mineur reçoit pour le triage des minerais riches fait au chantier :

Pour la tonne de minerai au-dessus de 20 p. %	20 »
Pour la tonne de minerai de 12 à 20 p. % . .	10 »

Le lavage des minerais est généralement donné aussi à forfait. On paie alors :

Pour la tonne de <i>granzas</i> ou minerais en morceaux de 6 à 7 p. %	12 »
Pour la tonne de <i>gandingas</i> , minerais fins de 10 à 14 p. %	12 »

Pour la tonne de boues passées aux buddles
de 6 à 7 p. % 12 »

Pour les pyrites triées de 15 p. % et au-
dessus. 20 »

Pour les pyrites de 8 à 15 p. % 12 »

— de 4 à 8 p. % 4 »

Dans le prix à forfait du roulage sont compris le chargement, la réception aux recettes inférieure et supérieure, le déchargement et l'obligation de remblayer les gradins renversés quand le besoin s'en fait sentir :

Voici maintenant quelques prix de matières premières :

La tonne de coke de Belmez revient sur	Francs
place à	80 »

La tonne de calcaire de la région.	11 »
--	------

La tonne d'argile pour les convertisseurs. .	12 »
--	------

— de silice broyée	20 »
------------------------------	------

— de chaux ordinaire	24 60
--------------------------------	-------

— de ciment	100 »
-----------------------	-------

Le mille de briques ordinaires 28/14	210 »
--	-------

L'exploitation proprement dite n'étant encore qu'à ses débuts aux mines de Jerez-Lanteira, les prix de revient n'ont pas été établis, ou du moins ceux qui l'ont été ne peuvent donner une idée de ceux qu'ils pourront être en marche normale, et dont je vais essayer de donner un aperçu.

Je suppose la mine en pleine exploitation, c'est-à-dire en plein abatage dans les massifs, au-dessus de l'étage 1.020 à Santa-Ana. Je vais examiner ce que pourra coûter la préparation d'un étage de 50 mètres avec un étage intermédiaire, et j'établirai ensuite ce

Prix
de revient.

qu'en coûtera l'exploitation proprement dite et à combien pourront s'élever les frais inhérents à cette exploitation.

Dans le prix de revient des travaux préparatoires et de l'exploitation, je comprendrai les fournitures de bois, voie, entretien, réparations, etc.

Travaux préparatoires.

	Francs
Fonçage du puits : 50 mètres à 300 francs le mètre.	15.000
Travers-bancs : 100 mètres à 60 francs le mètre	6.000
Galeries en direction de l'étage : 600 mètres à 40 francs le mètre.	24.000
Galeries en direction de l'étage intermédiaire, 600 mètres à 40 francs le mètre	24.000
Cheminées diverses : 1.220 mètres à 60 francs le mètre.	73.200
Total des travaux préparatoires.	142.200

Le massif ainsi préparé renfermera $500 \times 61 = 30.500$ mètres² de surface de filon exploitable et $30.500 \times 65 = 1.992,500$ de cuivre ou 2.000 tonnes, ce qui fera ressortir le prix de revient des travaux préparatoires à **71,10** la tonne de cuivre.

Je n'ai compté que 500 mètres de longueur de filon exploitable au lieu de 600, et 65 kilos de cuivre au mètre² au lieu de 81^k,526, afin de tenir compte, dans la mesure du possible, des parties stériles ou appauvries qui peuvent être rencontrées. Cette appréciation se rapproche, du reste, de celle d'un certain nombre d'ingénieurs.

Exploitation proprement dite.

Abatages en gradins droits ou renversés
 $30.500 \times 14 = 427.000$ ou par tonne de cuivre **213 50**

Frais inhérents à l'exploitation.

L'exploitation d'un semblable massif, à raison d'une production de 1.000 tonnes de cuivre par an, durera deux ans. Je dois donc ajouter aux chiffres précédents les frais divers inhérents à la marche de l'exploitation générale et que j'estime devoir être établis annuellement de la manière suivante :

Usine de force motrice, entretien des machines, appareils et bâtiments, personnel, surveillants, etc. (part afférente à l'exploitation)	Francs 3.000
Epuisement de la mine, entretien des pompes Tangye et du matériel, salaires, etc.	4.000
Extraction, entretien des machines, personnel	6.000
Entretien du matériel de roulage, guidage, etc., etc	4.000
Lavage et triage, y compris les gratifications aux mineurs pour le minerai trié directement dans la mine	190.000
Transports au magasin de la fonderie	2.000
Frais généraux (part afférente à l'exploitation)	50.000
Total.	259.000

ou 259 francs par tonne de cuivre produite.

Résumé.

Travaux préparatoires	71 10
Exploitation proprement dite.	213 50
Frais inhérents à l'exploitation.	259 »
Total, francs.	543 60

Dans le groupe de Lanteira, le prix de revient pourra être un peu plus faible. C'est néanmoins probléma-

tique encore, car, si certains frais de travaux préparatoires, d'épuisement, d'extraction, d'entretien n'y existent pas à l'heure qu'il est, les frais de boisage y sont beaucoup plus élevés qu'à Santa-Ana et la richesse du filon y est bien moindre. Il ne faut pas perdre de vue, néanmoins, que la pauvreté relative en cuivre des filons Cecilia et Eugenio est compensée, dans une certaine limite, par leur richesse en argent, et que si l'on parvient à retirer économiquement les autres métaux qu'ils renferment, tels que l'antimoine, par exemple, une amélioration très sensible aura été apportée dans la situation économique de ce groupe. Tous les efforts doivent être tentés pour cela.

NOTE I.

*Désignation de quelques mines de cuivre
situées sur le flanc Nord de la Sierra-Nevada et détermination
des filons qui s'y rencontrent.*

NOMS des CONCESSIONS	Nombre de FILONS	DIRECTION	INCLINAISON	NATURE de la MINÉRALISATION
Veta-Grande . . .	1	N.-N.-E.	N.-O.	Pyrite de cuivre.
Poderosa.....	1	d°	d°	Pyrite avec galène.
Rosario.....	1	d°	d°	Pyrite de cuivre.
Carmen.....				
Zubia				
Léon	1	d°	d°	d°
El-Trueno.....	1	N.-N.-O.	E.	d°
Mejor-de-Todas .	1	d°	d°	d°
Esperanza.....	1	N.-O.	Vertical.	d°
Justicia	1	d°	d°	d°
Estrella.....	Indéterminé.		80° E.	d°
Perla.....	1	N.-O.		
San-Roque.....	Indéterminé.			
Otra-Estrella...	d°		70° N.	d°
Granado.....	1	N.-O.		

Tous ces filons ont une gangue ferrugineuse spathique.

TRAITEMENT DES MINERAIS

Traitement
ancien.

On n'a aucune donnée sur la manière dont les anciens exploitants traitaient les minerais ; aucun vestige n'est venu dévoiler les procédés qu'ils employaient pour retirer de ces derniers les métaux qu'ils renferment.

Par les scories qui existent encore en assez grande abondance dans les environs, par celles qui ont été traitées à la fonderie Ilérédia ou à celle du curé Montes, on peut juger que ces procédés étaient très imparfaits et qu'une bonne partie du cuivre et de l'argent renfermés dans les cuivres gris passait dans ces scories.

Usine
électro-métal-
lurgique.

La Société qui a précédé celle de Jerez-Lanteira s'était proposé de procéder à un traitement électro-métallurgique des minerais de la région. L'installation comprenait :

- 1° Des cases ou chambres de calcination ;
- 2° Deux fours à manche ;
- 3° Trois fours de grillage à reverbère, disposés dans une halle spéciale, transformée depuis en magasin ;
- 4° Une usine électro-métallurgique comprenant un atelier de broyage à la vapeur et un atelier de traitement par voie humide et de précipitation du cuivre et de l'argent au moyen de l'électricité.

La force motrice de l'atelier de broyage et de l'usine de précipitation était produite par une locomobile de 6 à 10 chevaux donnant le mouvement à une paire de meules verticales et à une machine Gramme.

Cette usine n'a que peu ou point fonctionné.

Aucune donnée n'a été conservée sur le procédé de traitement et les résultats qu'il a pu donner.

La cherté des combustibles aura sans doute été un obstacle invincible à l'obtention de résultats économiques; car il ne faut pas perdre de vue que le coke métallurgique revient sur place à 80 francs la tonne, et que le prix de la houille, selon les qualités, varie entre 70 et 80 francs.

L'énorme consommation de combustible dans le traitement général des minerais de cuivre, soit dans le système anglais ou du pays de Galles, soit dans le système allemand ou continental, fait que ce traitement ne pourra jamais être employé là où les prix des combustibles dépasseront une certaine limite.

Traitement
actuel.

Il ne faut pas perdre de vue, en effet, que, s'agit-il de minerais purs, on ne pourrait guère éviter de passer par les cinq ou six opérations suivantes :

- 1° Grillage ;
- 2° Fusion pour matte bronze ;
- 3° Grillage de la matte bronze ;
- 4° Fusion pour cuivre noir ;
- 5° Affinage du cuivre noir et fusion pour cuivre rosette ;
- 6° Raffinage du cuivre rosette.

Selon le plus ou moins de pureté des minerais, entre la fusion pour matte-bronze et celle pour cuivre noir, s'intercaleront des grillages et des fusions successives, des opérations d'oxydation et de réduction de la matte bronze, ayant pour objet principal d'éliminer, peu à peu, la plus grande partie du soufre, du fer, du zinc, de l'antimoine, de l'arsenic, etc., que peuvent renfermer les minerais. On arrive ainsi à porter à dix le nombre total d'opérations, comme cela a lieu dans la méthode Galloise.

Si l'on a, par contre, à traiter des minerais très purs tels, par exemple, que ceux des filons de pyrite de la

Jerezana, on pourra supprimer le grillage primitif et fondre directement le minerai pour matte crue ou matte bronze.

Dans le cas de minerais impurs, on arrivera facilement à consommer 1^t,500 de combustible par tonne de minerai traité. Cette quantité ne sera pas moindre de 1.200 à 1.300 kilog. dans le cas où l'on n'aurait à traiter que des minerais purs, savoir :

Grillage	0 ^t ,100
Fusion pour matte bronze	0 ^t ,630
Grillage de la matte bronze.	0 ^t ,110
Fusion pour cuivre noir	0 ^t ,250
Affinage du cuivre noir.	0 ^t ,110
Fusion et raffinage du cuivre rosette.	0 ^t .100
	1 ^t .300

Si la pureté du minerai permet de supprimer la première opération de grillage, la consommation de combustible se réduira à 1^t,200.

Il est facile de voir que, dans le cas particulier de Jerez-Lanteira, et en admettant qu'on ne traite par ce procédé que les minerais les plus favorables, la valeur du combustible nécessaire au traitement entraînera celle du cuivre contenu dans le minerai, la teneur moyenne de ce dernier ne dépassant guère 10 p. %.

Mais, grâce aux progrès de la science, ce qui n'aurait pas été possible autrefois l'est devenu.

Je ne reviendrai pas ici sur les tentatives faites pour appliquer le procédé Bessemer au traitement des minerais de cuivre. Ces tentatives ont été déjà exposées dans le *Bulletin*, par M. J. Chansselle (2^e série, tome XV, pages 607 et suivantes). Le même mémoire décrit ensuite le procédé Manhès, les divers essais faits par cet ingénieur et le convertisseur David et Manhès. Depuis cette époque (1885), des modifica-

tions intéressantes ont été apportées au convertisseur primitif, et c'est le dernier type de cet appareil qui a été adopté par la Société de Jerez-Lanteira.

Le procédé Manhès a résolu, en effet, le problème de diminuer, dans une grande proportion, la consommation de combustible nécessaire au traitement des minerais de cuivre.

Cette consommation, qui se trouve être 1.500 kilog., et quelquefois davantage, par tonne de minerai, selon leur pureté plus ou moins grande, tombe par ce procédé à :

150 kilog.	pour la fusion;
350 —	pour la force motrice;
110 —	pour l'affinage.
610 kilog.	

c'est-à-dire qu'elle est près de trois fois moins élevée.

Dans le cas particulier de Jerez-Lanteira, cette consommation réduite serait encore trop élevée si les circonstances locales n'avaient pas donné la possibilité de supprimer à peu près toute la consommation de combustible nécessaire à la force motrice, et si l'expérience n'avait pas démontré qu'on peut arriver directement à produire du cuivre à peu près complètement pur, ce qui supprime l'opération de l'affinage et fait que la dépense nécessitée par le combustible se bornera aux 150 kilog. nécessaires pour la fusion.

Dans le cas où l'on opérerait sur des minerais d'une teneur moyenne de 10 p. %, on consommerait ainsi 1^{er},500 de combustible par tonne de cuivre produite, ou 120 francs. Cette dépense se trouve augmentée par le séchage et le réchauffage des cornues, par la refonte des mattes qui se fait parfois dans un cubilot ou un four spécial, les mattes ne pouvant pas toujours passer, directement, du four à cuve au convertisseur. J'ai

évalué cette dépense de séchage et réchauffage à 17 fr. 60 par tonne de cuivre, ce qui porte la consommation totale de combustible à 1'720 par tonne de métal produit ou, en argent, à 137 fr. 60.

C'est ce résultat surprenant qui faisait dire récemment à un ingénieur : « C'est là une originale installation de « fonderie ne consommant presque pas de combustible (1). »

Ce résultat est obtenu :

1° Par l'adoption du procédé Manhès ;

2° Par l'utilisation des forces hydrauliques de la Sierra Nevada pour la production à bon marché de l'air comprimé, par le transport de ce dernier à de grandes distances et son application à tous les besoins de l'entreprise : extraction, aérage, perforation mécanique, souffleries des fours à cuve et des convertisseurs, etc.

La production, le transport à grande distance et l'utilisation de cette force d'air comprimé feront l'objet de la troisième partie de ce mémoire. Je vais achever la seconde par la description de la fonderie.

FONDERIE

Les différents bâtiments de la fonderie sont situés sur le flanc d'une légère éminence qui se trouve à l'Est du puits Josefina et de l'ensemble de l'ancien établissement connu dans le pays sous le nom de Santa-Costanza.

Afin de faciliter la manutention des matières, ces divers bâtiments sont disposés en terrasse, le niveau supérieur correspondant à l'arrivée des matières premières : minerais, combustibles, fondants, etc. et le niveau inférieur à l'évacuation des produits : métaux obtenus et scories pauvres à rejeter.

(1) Rapport de M. E. Nibant (Avril 1891).

Le puits Panteon, placé au centre de la concession Jerezana, est destiné à devenir plus tard le principal puits d'extraction du groupe. Le puits Josefina pourra suffire tout au plus jusqu'à l'épuisement du niveau 1.020. Ce puits et le puits Jesus-Maria sont placés, en outre, bien bas dans la vallée et ne disposent pas de hauteurs suffisantes pour l'entassement des déblais.

Cette centralisation de l'extraction ne pourra être que favorable à la bonne marche et à l'économie de l'exploitation. On disposera, dans des conditions exceptionnelles de bon marché, de l'air comprimé pouvant être nécessaire au percement des travers-bancs et à l'installation de tractions mécaniques ou de plans inclinés suivant l'inclinaison des gîtes. A la hauteur du puits Panteon, on n'aura plus à s'occuper d'un emplacement suffisant pour l'évacuation et l'entassement des déblais stériles.

La fonderie se trouvera ainsi très bien située, la plate-forme d'arrivée des minerais se trouvant à un niveau suffisamment inférieur au niveau du puits Panteon (qu'on peut relever du reste) pour permettre encore l'installation d'un atelier de lavage et d'enrichissement des minerais pauvres, entre ce puits et la fonderie.

Le magasin à minerais (Pl. XXVIII, Fig. 2) se compose d'un grand bâtiment rectangulaire divisé en compartiments au moyen de murs de refend qui, ainsi que les murs de façade et de côté, sont suffisamment robustes et suffisamment armés pour résister à la poussée des minerais entassés à l'intérieur.

Magasin
à minerais.

Ce bâtiment est couvert, pour mettre ces minerais à l'abri de l'intempérie de l'air et pour que ceux fraîchement extraits ou lavés puissent sécher plus facilement.

Les minerais arrivent du côté extérieur et sont enlevés pour être portés aux fours par des ouvertures pratiquées

dans la façade intérieure. Un système de voies et de petites plaques tournantes donne toute facilité au chargement et au transport des minerais et des fondants. Un compartiment du magasin est spécialement destiné à ces derniers.

Le combustible (coke) est entassé entre le magasin et les fours.

Fours
de fusion.

Lors de ma visite, il n'y avait qu'un seul four de fusion, un four à cuve rappelant, quoique dans des dimensions plus modestes, le four Pills employé dans le traitement des minerais de plomb, et une batterie de convertisseurs Manhès.

Un four Water-Jacquet était en construction ; il a été achevé depuis et mis en marche.

Un four de grillage à reverbère avait été construit pour le grillage préalable des minerais de Lanteira.

Un cubilot pour la refonte des mattes n'ayant pas pu passer directement aux convertisseurs était, en outre, projeté.

Je décrirai ici le four à cuve et le Water-Jacquet, le cubilot ne devant offrir rien de bien particulier.

Fours
à cuve.

Le four à cuve mis en marche au début des opérations de la fonderie, à Jerez-Lanteira, a été construit sur les dessins et d'après les idées de M. Sanchez y Massia, ingénieur du corps royal des mines espagnol, premier directeur technique de la Société. Je ne saurais mieux faire que de traduire ici ce que dit cet ingénieur dans un mémoire paru en avril, mai et juin, dans la *Revista Minera, metalurgica y de ingenieria*, n^{os} 1.342, 43, 45 et 47.

« M. Manhès fond les minerais (qui doivent avoir une
« teneur en cuivre de 10 p. % et au-dessus) dans un
« four à cuve dans lequel on produit une matte ferro-

« cuivreuse plus ou moins pure et une scorie formée
 « par les gangues pierreuses combinées avec l'oxyde de
 « fer, la chaux, etc., contenant à peine 1/2 p. % de
 « cuivre et qui est rejetée. La matte est coulée et va
 « directement au convertisseur, dans lequel on insuffle
 « de l'air en abondance jusqu'à entière volatilisation des
 « impuretés susceptibles d'être volatilisées, ou scorifi-
 « cation de toutes celles qui sont susceptibles d'être
 « scorifiées. Cette scorification se fait aux dépens de la
 « silice renfermée dans le garnissage de la cornue du
 « convertisseur et, dans certains cas, aux dépens d'une
 « certaine quantité de quartz qu'on ajoute pendant l'opé-
 « ration. Il reste, comme résidu, un cuivre brut, tenant
 « 1 ou 1 1/2 p. % d'impuretés qu'on coule et qu'on affine
 « ensuite ou qu'on vend dans cet état.

« Je détaillerai ces deux opérations.

« Les minerais, qui généralement sont suffisamment
 « siliceux, vont au four sans préparation spéciale ; il
 « suffit de leur ajouter une petite quantité de chaux ou
 « de calcaire afin d'obtenir des scories bi-basiques ou
 « poly-basiques qui, on le sait, sont plus fusibles que les
 « mono-basiques ; on les charge à la main par le
 « gueulard, alternant les charges avec 12 p. % de coke.

« Le four employé par M. Manhès passe par
 « 24 heures 20 tonnes de minerai. C'est celui qui est
 « représenté PL. XXVII, FIG. 5. On fond avec le trou de
 « coulée ouvert ; mattes et scories réunies vont alter-
 « nativement dans deux avant-creusets où elles se sépa-
 « rent par ordre de densité, la matte occupant le fond
 « du creuset. La scorie, arrivant au niveau des bords
 « de celui-ci, rencontre une échancrure par laquelle elle
 « coule dans des récipients en fonte montés sur roues ;
 « lorsque ces derniers sont pleins, on les enlève et on
 « va verser les scories au dehors. Quand le premier
 « creuset est plein de matte, on fait couler le mélange

« de mattes et de scories dans le second ; on enlève
 « ensuite la scorie solidifiée à la surface de la matte
 « dans le premier, et on coule cette dernière dans
 « le convertisseur convenablement réchauffé au préa-
 « lable.

« Ce four marche bien à Livourne ; peut-être mar-
 « che-t-il bien partout et avec toutes sortes de minerais ;
 « mais, la spécialité du système ne consistant pas dans
 « ce four, nous nous sommes permis d'en adopter un
 « autre pour Jerez-Lenteira, duquel nous donnons
 « une coupe verticale et que nous allons comparer
 « avec celui de Livourne en faisant ressortir les
 « avantages et les inconvénients de l'un et de l'autre,
 « comme nous avons cru les découvrir après un long et
 « sérieux examen.

« Le four doit être bas pour qu'il n'y ait pas réduc-
 « tion ; le nôtre est un peu plus haut que celui de
 « Livourne ; mais, évidemment, il peut fonctionner
 « comme celui-ci en observant que le niveau des
 « charges ne dépasse pas celui que l'expérience
 « aurait démontré comme étant le plus convenable.
 « Dans cet ordre d'idées, le four n'est pas inférieur à
 « celui de Livourne. Cet excès de hauteur permettra,
 « de plus, de l'employer à la fusion d'autres minerais
 « pour lesquels il serait nécessaire de le remplir
 « jusqu'au niveau supérieur.

« Il ne faut pas oublier qu'on aura, probablement, à
 « traiter des cuivres gris qui, à notre connaissance,
 « n'ont été traités nulle part seuls comme ils le seront
 « ici ; ce traitement est difficile et, pour le faciliter,
 « on a dû faire des mélanges avec d'autres minerais
 « purs, en les fondant, par exemple, avec des galènes,
 « pour leur enlever l'argent en sacrifiant toujours
 « l'antimoine. Ceci n'avait aucun inconvénient autrefois,
 « parce que l'antimoine n'avait pas une grande valeur,

« mais, aujourd'hui que ce métal vaut plus que le
 « cuivre, un ingénieur ne serait pas pardonnable de
 « travailler des minerais en renfermant sans avoir le
 « désir d'en tirer parti.

« Il est possible qu'un traitement électro-métallur-
 « gique résolve le problème d'une manière satisfaisante ;
 « mais, tant que ce traitement n'existera pas et ne sera
 « pas sanctionné par la pratique, on ne peut pas laisser
 « passer inaperçue la présence de l'antimoine dans les
 « minerais qui entrent en traitement.

« Revenant à notre four, ce dernier a sur celui de
 « Livourne l'avantage d'être chargé par la trémie fermée
 « par une valve qui s'ouvre de dehors en dedans, au
 « moyen de wagonnets, ce qui est toujours plus
 « commode et moins coûteux que le chargement à la
 « main et ce qui, de plus, met les ouvriers occupés au
 « chargement à l'abri des vapeurs et des fumées arsé-
 « nicales et antimonieuses.

« Le four de Jerez-Lanteira a un creuset intérieur
 « avec tous ses inconvénients dont le principal est
 « l'obstruction du four à la suite d'un défaut de
 « surveillance ; par contre, il a l'avantage de conserver
 « la matte et la scorie beaucoup plus chaudes, beaucoup
 « plus fluides et, à cet avantage, qui a une certaine
 « valeur, il faut joindre celui, non moins grand, de
 « préserver les ouvriers des émanations délétères qui
 « ont constamment lieu dans le four à trou de coulée
 « ouvert ou à creuset extérieur.

« Certaines autres modifications de moindre impor-
 « tance ont été adoptées ; celle, par exemple, qui
 « consiste à introduire l'eau froide des caisses à eau par
 « la partie inférieure de ces caisses, sans lui faire
 « traverser la masse d'eau chaude qu'elles renferment ;
 « celle de se servir de l'eau chaude sortant des caisses
 « à eau pour l'alimentation des chaudières des appa-

« reils réchauffeurs de l'air comprimé actionnant les
« machines. »

M. Sanchez y Massia ajoutait dans une note :

« Si l'expérience démontrait, ce que nous n'atten-
« dons pas, qu'il soit indispensable de fondre à trou de
« coulée ouvert, rien ne serait plus facile que de
« remplir de brasque le creuset de notre four et d'éta-
« blir les avant-creusets extérieurs. »

Je m'abstiendrai de commentaires, n'ayant pu assister qu'au début de la mise en marche de ce four, début très difficile et qui s'est terminé, je l'ai su depuis, par l'abandon complet du creuset intérieur et le retour aux avant-creusets tels qu'ils sont employés à Eguilles, Livourne, Butte-City, etc.

Quoi qu'il en soit, les deux fours installés ou en voie d'installation à Jerez-Lanteira méritent d'être signalés et décrits ; c'est ce que je vais essayer de faire.

Four à cuve.

Le four à cuve installé par M. Sanchez y Massia se compose de trois parties principales à peu près indépendantes l'une de l'autre : la cuve, l'ouvrage et le creuset (PL. XXVII).

La cuve est formée par un tronc de cône renversé ayant, après garnissage des parois, 1 mètre de diamètre à la partie inférieure, 1^m,90 à la partie supérieure, et une hauteur totale de 3^m,07. L'épaisseur du garnissage étant de 0^m,25, l'armature en tôle qui enveloppe la cuve extérieurement a un diamètre inférieur de 1^m,50 et un diamètre supérieur de 2^m,35. Ce garnissage, fait généralement en briques et ciment légèrement réfractaires, s'appuie sur une couronne circulaire en fonte faisant saillie à l'extérieur, et est recouvert, à la partie supérieure, par une seconde couronne supportant la trémie de chargement.

L'ouverture de la couronne inférieure a un diamètre de 1^m,20, afin qu'elle soit entièrement recouverte par le garnissage et protégée par celui-ci contre les corrosions des vapeurs sulfureuses dégagées dans le four.

La trémie de chargement, composée d'un tronc de cône renversé, très évasé, est fermée à sa partie inférieure par un obturateur formé par un segment de sphère. Cet obturateur s'ouvre de dehors en dedans, de haut en bas, et est maintenu fermé au moyen d'une chaîne et d'un contre-poids.

La partie supérieure de la cuve est reliée à un système de poutrelles en fer à double T de 0^m,24 de hauteur reposant sur 4 colonnes en fonte d'une hauteur totale de 5^m,195 et d'un diamètre moyen de 0^m,25.

A la partie supérieure de la cuve, à 1^m,73 au-dessus du fond inférieur, et du côté le plus rapproché des galeries de fumées, la paroi métallique de la cuve et son garnissage se trouvent interrompus par l'ouverture donnant passage aux fumées et aux vapeurs métalliques provenant du traitement.

Cette ouverture se continue au moyen d'un conduit formé par une double armature métallique en treillis ayant une hauteur de 1^m,30 du côté du four et de 2^m,52 du côté de la galerie de fumées; une largeur de 1^m,20 sépare les deux armatures.

Ce conduit, dont la face supérieure est horizontale et sert de voie d'accès pour l'introduction des matières dans le four, est revêtu intérieurement d'un garnissage de manière à le protéger contre les corrosions et à empêcher la déperdition des vapeurs et des fumées dans la halle de la fonderie. Il est supporté du côté du four par un fer à double T placé entre deux des quatre colonnes et, du côté des galeries de fumées, il s'appuie sur la paroi de ces galeries. Le bas du four se trouve ainsi entièrement dégagé et, quand une réparation est

nécessaire, soit à l'ouvrage, soit au creuset, on n'a pas besoin de toucher à la cuve.

L'ouvrage se compose d'une série de caisses à eau de 1^m,25 de hauteur et dont le vide intérieur a 0^m,20 entre les deux parois verticales. L'ensemble du creuset est formé par six caisses semblables, une par tuyère, de manière à composer un cylindre de 1 mètre de diamètre intérieur. Il est indispensable que ces caisses soient parfaitement étanches, afin d'éviter tout danger d'explosion dans l'intérieur du four.

L'introduction de l'eau froide se fait par la partie inférieure; l'eau chaude sort par la partie supérieure. Cette eau froide arrive avec une légère pression dans un tuyau circulaire en fonte supporté à l'extérieur du four par la saillie que fait la plaque inférieure de la cuve.

Comme le dit M. Sanchez y Massia dans l'extrait de son mémoire que j'ai cité plus haut, on pourrait utiliser cette eau chaude pour l'alimentation de la chaudière de l'appareil réchauffeur de l'air comprimé actionnant les machines. Je ne crois pas que cette utilisation ait de bien grands avantages et puisse avoir lieu d'une manière pratique. Cette chaudière se trouve à environ 40 mètres du four, à un niveau sensiblement le même que celui-ci. Or, il est indispensable que cette eau ait un libre écoulement au dehors afin d'éviter les obstructions toujours possibles. Il faudrait, en outre, réunir les divers écoulements de cette eau dans une même conduite rigide, ce qui aurait l'inconvénient d'apporter une gêne aux manœuvres du four.

Au-dessous de l'ouvrage se trouve le creuset. Celui-ci est formé par une enveloppe cylindrique en fonte, d'un diamètre total de 1^m,60 et de 1^m,10 de hauteur, reposant sur une plaque en fonte munie d'une saillie circulaire dans l'intérieur de laquelle vient se loger

cette enveloppe cylindrique. L'épaisseur des parois et de la plaque est de 0^m,025. Des échancrures, des ouvertures, convenablement disposées dans les premières, permettent l'écoulement des scories à la partie supérieure et celui de la matte à la partie inférieure.

Le garnissage intérieur du creuset a une épaisseur moyenne de 0^m,30 sur les parois et de 0^m,20 sur le fond ; il est formé d'un mélange intime de quartz et d'argile.

Le porte-vent mérite une mention particulière. Le détail en est donné FIG. 6, PL. XXVII. Le vent arrive du ventilateur par le tuyau *aa* disposé circulairement autour du four. Ce tuyau porte, au voisinage des tuyères et un peu sur le côté du plan vertical passant par l'axe de celles-ci, une branche verticale *b* de même diamètre et qui porte à son tour un coude *c* continué par un tuyau horizontal *e* d'un diamètre inférieur à celui du tuyau *a*. Ce tuyau *e* est alésé extérieurement de manière à permettre au porte-vent *p*, qui l'enveloppe en partie, de prendre un mouvement giratoire autour de lui. Le tuyau *e* et la partie du porte-vent *p* qui l'enveloppe, sont percés de trous *o* qui, dans la position verticale du porte-vent, communiquent entre eux de manière à permettre au vent de passer du tuyau *e* dans le porte-vent *p* et dans la buse *m* qui le termine ; mais, vient-on à le ramener en arrière pour dégager la tuyère et la débarrasser des scories qui peuvent l'obstruer, les ouvertures *o* ne communiquent plus entre elles et le vent est interrompu.

J'ai déjà dit qu'à Jerez-Lanteira on avait été amené à supprimer entièrement le creuset et à adopter les avant-creusets dont on avait cru pouvoir se passer. Cette suppression s'est faite de la manière la plus aisée en remplissant de brasque le creuset jusqu'au niveau du trou de coulée, en ménageant au nouveau fond ainsi formé une légère pente vers ce trou. Mais on peut se

demander si le rapprochement des tuyères de la base du four n'aura pas été un obstacle à sa marche régulière et si l'on n'a pas eu à relever ces dernières.

Four
Water-Jacquet.

Le four Water-Jacquet que M. Sanchez y Massia s'était proposé d'installer à Jerez-Lanteira diffère essentiellement de celui qui est décrit dans l'intéressant mémoire de M. Vernis paru dans le *Bulletin* (2^e série, tome XV, pages 485 et suivantes). Lors de ma visite à Santa Costanza, ce four n'était qu'ébauché. J'ai su qu'il avait été construit et mis en marche, et n'ai pas appris qu'on ait dû lui faire subir de modifications. Je le décrirai donc tel qu'il avait été projeté par le premier directeur technique de l'entreprise de Lanteira.

Ce four se compose, comme le four à cuve précédent, de trois parties : la cuve, l'ouvrage et le creuset ; on pourrait y ajouter une 4^e partie constituée par l'avant-creuset, car il marche avec le trou de coulée ouvert ; c'est-à-dire que la séparation des mattes et scories ne se fait pas dans l'intérieur du four, mais dans un récipient spécial appelé avant-creuset, et disposé au-dessous du trou de coulée et aussi près que l'on peut du four, afin d'éviter, dans la mesure du possible, le refroidissement des matières.

La cuve (PL. XXVII, FIG. 4 et 5) se compose de deux troncs de cône opposés par leur base, l'inférieur ayant 0^m,60, le supérieur 2^m,30 de hauteur. Le diamètre de la base commune ayant 1^m,91, celui de la troncature du cône supérieur ayant 1^m,22, celui de la troncature du cône inférieur 1^m,475, et l'épaisseur du garnissage des parois ayant 0^m,28 à 0^m,29, il en résulte que le vide intérieur de la cuve a un diamètre de 0^m,900 à ce que l'on peut appeler la base des étalages, 1^m,335 au ventre et 0^m,645 au gueulard.

Le cône supérieur ou cuve proprement dite est armé

extérieurement de cercles en fer ; le cône inférieur est complètement enchâssé dans une armature métallique en fonte munie de nervures et de contreforts qui la consolident et au moyen desquelles elle repose sur quatre colonnes en fonte de 3^m,20 à 3^m,25 de hauteur. La cuve, ainsi supportée, rend complètement indépendantes les autres parties du four.

L'ouverture de chargement, fermée par une simple porte en tôle, se trouve à 1^m,17 au-dessus de la partie inférieure de la cuve ou des étagères. Cette porte a 0^m,50 de hauteur sur une largeur correspondante. A 0^m,72 au-dessus du seuil de cette porte, à 1 mètre au-dessous de l'ouverture supérieure de la cuve, se trouve la conduite de fumées conduisant ces dernières aux galeries, où s'opère leur condensation.

L'ouverture supérieure de la cuve est fermée par un tampon en fonte.

L'ouvrage est formé par une caisse à eau tronconique dont les parois sont en tôle de fer ou mieux d'acier, le diamètre intérieur supérieur ayant 1^m,20, le diamètre intérieur inférieur 1^m,08 seulement. L'épaisseur totale de la caisse à eau n'est que de 0^m,10 ; celle des parois étant d'environ 0^m,015, le vide intérieur, dans lequel se fait la circulation d'eau, n'a que 0^m,08 à 0^m,085.

L'eau froide arrive par un tuyau circulaire passant entre la paroi extérieure de la cuve et les colonnes qui la supportent. Un nombre suffisant de tubulures sont adaptées à ce tuyau et se terminent par des tubes de plus petit diamètre qui pénètrent dans l'intérieur des caisses à eau par leur partie supérieure et descendent jusqu'au fond de celles-ci. L'eau réchauffée sort des caisses par des ouvertures ménagées à peu près au même niveau que celles d'entrée et s'écoule au-dehors. Les tuyaux d'arrivée d'eau sont mis ainsi à l'abri des chocs qui

peuvent leur survenir pendant le travail qui se fait autour des fours. Je crois qu'à un certain point de vue, cette disposition est préférable à celle adoptée dans le four à cuve précédent. Il faut avoir soin seulement de disposer entre chaque tuyère, et sur l'enveloppe extérieure de la caisse, des trous à fermeture autoclave permettant, à chaque arrêt du four, de nettoyer soigneusement l'intérieur de la caisse à eau.

Dans le four américain décrit dans la mémoire de M. Vernis, et qui contraste singulièrement par sa simplicité avec celui de Lanteira, les tuyères sont au nombre de 10 ; le four de Lanteira n'en possède que 6 ; il est vrai de dire que le diamètre au niveau des tuyères est sensiblement plus grand dans le premier que dans le deuxième ; l'espacement des tuyères d'axe en axe n'est cependant que de 0^m,40 dans le premier et de 0^m,575 dans le deuxième.

Le tuyau d'arrivée d'air, placé un peu au-dessus des colonnes de support et soutenu par ces dernières, ne mérite aucune description spéciale ; il en est de même des porte-vent.

Le creuset projeté devait avoir une profondeur de 0^m,80 au-dessous des caisses à eau, ou de 0^m,90 au-dessous de l'axe des tuyères, et un diamètre intérieur de 0^m,90. J'estime qu'on aura dû, à l'usage, faire subir des modifications à cette disposition du creuset, si ce n'est quant à sa profondeur, au moins quant à la saillie que son garnissage paraît devoir faire dans le four, saillie dont le maintien doit avoir l'inconvénient de risquer d'engorger les tuyères.

Quant à l'avant-creuset, on en a disposé deux, se remplissant alternativement, à l'usine de Lanteira ; c'est, peut-être, un avantage. On aurait dû, seulement, chercher à les placer autrement en les rapprochant, autant que possible, des parois extérieures du creuset. Dans

le four projeté, la scorie et les mattes fluides ont à parcourir une distance d'au moins 0^m,57 avant de retomber dans l'avant-creuset ; c'est un peu long, et ce parcours à l'air libre doit se faire aux dépens de la fluidité des matières et au prix d'une grande déperdition de calorique. Or, il est indispensable que la matte soit parfaitement fluide au moment de son introduction dans le convertisseur ; on doit donc rechercher avec soin tous les petits moyens à employer pour empêcher son refroidissement.

Aux usines de la Parrot Silver and Co., à Butte-City (mémoire de M. Vernis déjà cité), on applique complètement l'avant-creuset contre la paroi extérieure du four et on supprime ainsi le bec qui continue le trou de coulée.

Je ne parle que pour mémoire des pots à scories montés sur roues (Slag-pots américains) qui servent à l'enlèvement des scories et à leur transport au crassier, lorsque le four est en marche normale et que les scories sont suffisamment pauvres.

Lorsque la matte ne doit pas passer directement de l'avant-creuset ou du four à cuve au convertisseur, on emploie ces pots à la recevoir. On forme ainsi des pains de matte qu'on laisse refroidir et qu'on est obligé ensuite de repasser dans un cubilot spécial pour les refondre et les traiter au convertisseur.

Ce cubilot n'existe pas à l'usine de Lanteira ; son adoption est, néanmoins, indispensable si l'on veut parer aux ennuis que peut occasionner un arrêt dans la marche des convertisseurs.

La charge introduite, soit dans le four à cuve, soit dans le Water-Jacquet, a la même composition. Elle renferme :

Marche
des fours.

Minerais divers de Santa-Ana ayant une moyenne de 10 p. %	500 kil.
Coke de Belmez	80 —
Calcaire des environs.	20 —
Scories anciennes.	80 —

Ces scories anciennes sont très acides ; lorsque le traitement au convertisseur sera en allure normale, on remplacera une partie de ces scories anciennes par des scories riches provenant du convertisseur, mais on ne supprimera pas l'emploi de ces anciennes scories. Lorsque les scories riches du convertisseur seront en suffisante quantité, on diminuera la charge de minerai de manière à lui conserver la teneur moyenne que j'ai indiquée.

On passe ainsi 30 tonnes de minerai, soit 60 charges, par 24 heures, et l'on produit de 11 à 12 tonnes de mattes d'une teneur de 26 p. %. On ne pousse pas au-delà la richesse de la matte afin de ne pas augmenter la consommation de coke et de ne pas perdre une trop grande quantité du soufre et du fer qui servent de combustible dans le traitement au convertisseur. Il faut compter alors que la durée d'une opération au convertisseur sera plus longue ; mais, dans le cas particulier de Lanteira, la force motrice de la machine soufflante ne coûtant rien, ou à peu près, il y a avantage à diminuer la quantité de coke consommé à la production de la matte ; on diminue bien par là la puissance de production en cuivre des convertisseurs ; mais, comme ces derniers sont en nombre suffisant pour produire et au-delà tout ce que les usines de la Jerezana et de Lanteira pourront donner d'ici à un certain nombre d'années, l'inconvénient n'existe plus, à la condition de produire suffisamment de mattes pour ne pas les laisser chômer.

Au four Water-Jacquet, on passera seulement 40 charges en 24 heures ; on ne traitera donc que 20 tonnes de minerai et on produira de 7 à 8 tonnes de mattes à 26 p. % (1).

La production totale de la fonderie, en supposant qu'on passe 50 tonnes de minerai, sera donc de 18 à 20 tonnes de mattes par 24 heures.

La marche que je viens de décrire suppose que les fours n'auront à passer que les minerais de pyrite pure de la Jerezana. Lorsqu'il faudra traiter les minerais impurs de Lanteira, ou ceux provenant des filons Buen-Hijo, Suzon et Britania, du premier de ces deux groupes, on compte les soumettre à un grillage préalable, afin d'éliminer la plus grande partie de l'antimoine et de l'arsenic qu'ils renferment. Cette opération n'est cependant pas indispensable, l'expérience ayant démontré, aux essais faits par M. Manhès à l'usine d'Eguilles, qu'on pouvait passer directement au convertisseur les mattes impures provenant du traitement direct de ces minerais au four à cuve. Il faut leur adjoindre, seulement, une certaine proportion de minerai pyriteux, afin d'apporter dans le lit de fusion la quantité de soufre et de fer nécessaire pour la formation d'une matte.

Que ce soit directement ou après grillage que les minerais de cuivre gris soient passés aux fours à cuves, il sera nécessaire de faire pour ces minerais des campagnes spéciales, afin de ne pas risquer d'introduire des cuivres impurs dans les cuivres très purs provenant des pyrites de la Jerezana.

Le vent nécessaire aux fours à cuve est fourni par un

Ventilateur
Root.

(1) Cette production, comparée à celle qu'on obtient en Amérique, est bien faible.

ventilateur Root à une pression de 40 m/m de mercure. Ce ventilateur, comme la machine soufflante des convertisseurs, est mû au moyen de l'air comprimé.

Une chaudière à vapeur est installée pour fournir la force motrice nécessaire à ce ventilateur, en cas d'arrêt inattendu dans la production d'air comprimé ; la marche continue des fours à cuve est ainsi assurée.

En marche normale, cette chaudière, sous laquelle on entretient un feu modéré, sert à fournir l'eau chaude nécessaire au réchauffement de l'air comprimé, afin d'éviter les obstructions qui pourraient avoir lieu aux orifices d'échappement.

Convertisseurs
Manhès.

Je vais décrire maintenant un des convertisseurs Manhès employés à l'usine de Jerez. J'emprunterai, pour cette description, ce qui en est dit par M. Sanchez y Massia dans le mémoire de cet ingénieur que j'ai déjà cité :

« Cet ingénieux appareil est monté sur un châssis
« métallique porté par quatre roues courant le long
« d'une petite voie ferrée. Sur les essieux et exté-
« rieurement à ces roues, se trouvent quatre roues
« dentées engrenant avec un pignon recevant un
« mouvement giratoire au moyen de manivelles.
« L'ensemble de l'appareil reçoit ainsi un mouvement
« doux et lent et peut être transporté facilement et
« sans brusques à-coups d'un point à un autre de la
« voie ferrée.

« Le convertisseur proprement dit consiste en un
« cylindre de tôle de fer ou d'acier de $1^{\text{m}},40$ de
« diamètre extérieur. Son axe est horizontal et disposé
« perpendiculairement aux essieux des roues suppor-
« tant le châssis. Ainsi disposé, le cylindre porte, à sa
« partie supérieure, une bouche ou cheminée tron-
« conique ayant un diamètre de $0^{\text{m}},55$ à la base

« supérieure. Il porte extérieurement deux patins
 « glissant sur quatre roues de friction fixées sur
 « le châssis et dont elles font partie. Le mouvement
 « giratoire du cylindre sur ces roues est facilité
 « par une vis sans fin mise en mouvement par une
 « manivelle extérieure et actionnant une crémaillère
 « à dents hélicoïdales fixée sur la partie centrale
 « extérieure du cylindre. On peut ainsi faire mouvoir
 « le convertisseur autour de son axe et lui donner
 « la position la plus convenable pour chaque phase
 « de l'opération. Les deux crochets qui se voient
 « à la partie supérieure, à côté de la cheminée,
 « ont pour objet de permettre de suspendre le
 « convertisseur dans l'atelier de réparations au
 « moyen d'une grue ou d'une poulie différentielle et
 « de l'enlever ou de le remettre sur le châssis.

« Il existe une caisse rectangulaire d'air fixée exté-
 « rieurement au cylindre, parallèlement aux généra-
 « trices, en face de onze trous ou tuyères de 0^m,02 cha-
 « cun, pratiqués dans l'enveloppe extérieure. La caisse
 « porte extérieurement, et en face de chaque tuyère,
 « onze trous d'égale diamètre, lesquels sont bouchés au
 « moyen d'un tampon en bois. L'air arrive dans la
 « caisse au moyen de tuyaux pourvus d'articulations
 « permettant de suivre sans difficulté les mouvements
 « du convertisseur. »

J'ajouterai à cette première partie de la description de l'appareil que les faces latérales du cylindre sont également en tôle de fer ou d'acier, mais qu'à leur centre on a ménagé une ouverture d'environ 0^m,50 de diamètre, espèce de trou d'homme, destinée à faciliter les opérations manuelles qu'on a à faire dans l'intérieur du convertisseur.

« Ce dernier est revêtu intérieurement d'une chemise
 « ou garnissage en matériaux réfractaires, faite au
 « moyen d'un mélange de 25 p. % d'argile et de
 « 75 p. % de quartz en poudre, intimement et parfait-
 « tement brassé (1) et dont on fait une pâte.

« Au moyen de cette pâte, on commence à garnir les
 « deux têtes du convertisseur, on continue par la partie
 « cylindrique et on termine par la cheminée. On laisse
 « sécher le garnissage et, lorsqu'il a acquis une dureté
 « suffisante, on allume un feu de charbon ou de coke
 « dans l'intérieur, soit pour en achever la dessiccation
 « qui doit être parfaite, soit pour réchauffer le conver-
 « tisseur et l'amener à la température convenable pour
 « recevoir la matte et éviter le refroidissement de
 « celle-ci lors de son introduction dans l'appareil.
 « Dans les opérations successives, si elles sont suffi-
 « samment fréquentes, comme elles doivent l'être en
 « marche normale, la chaleur que conserve le conver-
 « tisseur après chaque opération est suffisante pour la
 « suivante.

« La chemise ne dure pas plus de vingt-quatre heures.
 « Passé ce temps, elle est usée et il est nécessaire de
 « regarnir à nouveau le convertisseur. En marche
 « courante, on ne peut donc pas travailler sans inter-
 « ruption à moins d'avoir trois convertisseurs, un en
 « marche, deux en réparation, refroidissement, garnis-
 « sage ou réchauffement. Il convient, néanmoins, d'en
 « avoir quatre afin d'en avoir un en réserve; c'est ce
 « que l'on a fait à Lanteira. Après tout, comme son
 « prix n'excède pas 2.500 francs, il ne vaut pas la
 « peine de s'exposer à arrêter la fonderie faute d'un

(1) Vu la cherté de la silice, le directeur actuel, M. J. Rubio, se proposait de remplacer en partie cette dernière par les détritrus de la laverie recueillis dans les derniers compartiments du labyrinthe.

« convertisseur, d'autant plus qu'on peut avoir plus de
 « cornues que de châssis, ces derniers n'étant pas
 « sujets à de fréquentes réparations.

« Transportant le convertisseur sur sa voie ferrée, Marche
 « qui se trouve à 1^m,50 au-dessous du sol des fours de l'opération.
 « à vent où s'opère la fusion des minerais, on amène
 « son centre en face du trou de coulée ou du canal par
 « lequel doit arriver la matte et on l'incline convena-
 « blement pour recevoir cette dernière. La coulée
 « opérée, on enlève le canal, on relève le convertisseur
 « en agissant en sens inverse du premier mouvement
 « sur une manivelle. Actionnant ensuite les autres ma-
 « nivelles, on fait rouler le convertisseur sous une
 « hotte conduisant les fumées aux galeries de conden-
 « sation et on opère la jonction du tuyau d'arrivée
 « d'air avec la caisse des tuyères. On donne le vent.
 « Alors on incline suffisamment le convertisseur jusqu'à
 « ce que les tuyères soient recouvertes convenablement
 « par la matte et on les conserve ainsi, toujours recou-
 « vertes, en manœuvrant la première manivelle. Le vent
 « oxyde le soufre, l'arsenic et l'antimoine, qui s'échap-
 « pent par la cheminée ; il oxyde aussi les corps fixes,
 « et ces derniers oxydes, se combinant avec la silice
 « du garnissage et, parfois aussi, avec la silice qu'on
 « ajoute, forment une scorie d'une certaine fluidité.

« Si cette scorie est par trop abondante et gêne
 « l'opération, on arrête le vent, on incline suffisam-
 « ment le convertisseur et on extrait rapidement la
 « scorie en s'aidant de crochets en fer, si cela est
 « nécessaire. Puis on relève le convertisseur et on
 « reprend l'opération.

« Un ouvrier est constamment occupé à désobstruer
 « les tuyères. Pour cela, il enlève un tampon en bois,
 « nettoie la tuyère correspondante avec une tige en

« fer, remet en place le tampon et recommence l'opération à la tuyère voisine ; lorsque la dernière a été nettoyée, il revient à la première, et ainsi de suite.

« L'ébullition que l'insufflation de l'air produit dans la masse fondue projette à l'extérieur de la cheminée des particules incandescentes de scories et de matte. Ces particules produiraient de graves brûlures aux ouvriers chargés de l'opération et, particulièrement, à ceux qui font varier l'inclinaison du convertisseur et qui nettoient les tuyères, si on n'avait pas pris la précaution de disposer horizontalement une feuille de tôle suspendue par quatre fils de fer et qui, touchant l'appareil de conversion, leur sert de bouclier protecteur.

« Lorsqu'à la couleur verte de la flamme qui s'échappe de la cheminée on reconnaît que le cuivre commence à s'oxyder d'une manière notable, l'opération touche à sa fin. On arrête le vent, on écume les scories qui nagent à la surface du bain de cuivre liquide et, inclinant davantage le convertisseur, on coule le métal qu'il contient dans des lingotières.

« Quelle que soit la quantité de matte introduite dans l'appareil (généralement on y introduit à peu près une tonne) le résultat est toujours le même, la disposition du convertisseur faisant que le niveau du bain, au-dessus des tuyères, peut être toujours constant.

« L'opération dure 20, 25, 30 et jusqu'à 40 minutes, suivant la richesse en cuivre des mattes ; naturellement, plus elles sont pauvres, plus longue est l'opération.

« La marche des fours à cuve ne pouvant pas être subordonnée à celle des convertisseurs, surtout quand le nombre de ces derniers est insuffisant, il peut arriver qu'on soit obligé de couler la matte et de

« l'emmagasiner jusqu'à ce qu'on puisse faire une
 « campagne de refonte au cubilot. Ceci est l'occasion
 « d'une augmentation de main d'œuvre et de dépense
 « de coke. Cette dernière n'est pas supérieure cepen-
 « dant à 8 p. % de la quantité de matte refondue.

« Quand les mattes traitées au convertisseur sont
 « très riches, on peut leur adjoindre, pendant la marche
 « de l'opération, des mattes crues dans la proportion
 « de 10 à 15 p. % et même des pyrites crues, mais
 « riches.

« Les scories produites, et principalement celles de
 « la fin de l'opération, sont très riches en cuivre ; elles
 « repassent toutes au four à vent, mélangées avec les
 « minerais crus, et ne sont jamais rejetées.

« La quantité proportionnelle de cuivre donnée par
 « l'appareil est toujours plus grande dans les dernières
 « opérations que dans les premières.

« On prolonge la durée du revêtement intérieur ou
 « du garnissage par l'addition d'une certaine quantité
 « de quartz pendant la marche, attendu que la scorie
 « ne se produit qu'aux dépens de la silice contenue
 « dans ce garnissage.

« Les mattes qui produisent le meilleur résultat,
 « d'après M. Manhès, sont celles qui renferment
 « 20 p. % de fer et 25 p. % de soufre ; plus grande est
 « la proportion de ce dernier métalloïde, mieux se fait
 « l'opération. ».

Avec un convertisseur de la grandeur de ceux qui
 sont installés à la fonderie de Jerez-Lanteira, on peut
 produire, en marche courante, 5 tonnes de cuivre par
 24 heures, et même 6 tonnes, si on parvient à traiter
 1.200 kilog. de matte par opération, en opérant, bien
 entendu, avec des mattes suffisamment riches. Il ne
 faut pas se dissimuler qu'on n'obtient ainsi directe-
 ment qu'une portion du cuivre contenu dans la matte

(environ 50 p. %) et que l'autre moitié du métal va dans les scories pour rentrer de nouveau dans les fours à cuve, mélangée au minerai cru.

Machine
soufflante.

L'air injecté dans le convertisseur a, au début de l'opération, une pression de 0^m,26 de mercure ; cette pression est augmentée peu à peu et atteint à la fin 0^m,30.

Cet air est fourni par une machine soufflante à deux cylindres moteurs de 1 mètre de course et de 0^m,48 de diamètre, à détente variable à tiroirs, actionnant deux pistons soufflants portés sur la même tige que les pistons moteurs, et d'un diamètre de 0^m,900.

Cette machine soufflante, construite dans les ateliers de la Compagnie de Fives-Lille, peut aspirer, en fonctionnant à 42 tours par minute, environ 100 mètres cubes d'air atmosphérique et les refouler à la pression effective de 0^k,500 par centimètre carré.

Les soupapes d'aspiration et de refoulement sont en bronze et disposées : les premières sur les fonds de chaque cylindre soufflant ; les deuxièmes symétriquement et deux par deux sur la partie supérieure de ceux-ci.

Des cylindres soufflants, l'air se rend dans un régulateur de pression, et de là au convertisseur.

Conduite
de fumées.

Il me reste à dire un mot des conduites de fumées et du résultat pratique du traitement des minerais, avant de passer à la description de l'usine de force.

Les fumées provenant des fours à cuve et du convertisseur sont reçues dans deux conduites séparées, placées derrière le bâtiment des fours, entre celui-ci et le magasin des minerais. Ces deux galeries juxtaposées ne se réunissent qu'à la distance de 55 mètres et déversent leurs fumées dans une conduite générale

allant à la cheminée placée à un niveau bien supérieur à celui de la fonderie.

Cette séparation des conduites a été faite dans deux buts : 1° de pouvoir recueillir à part une partie des fumées du convertisseur ; lorsqu'on traitera les mattes provenant des cuivres gris, ces fumées seront très riches en oxyde d'antimoine et celui-ci pourra être plus facilement recueilli et utilisé que s'il se trouvait mélangé à une plus grande quantité de matières ; 2° pour que la marche intermittente du convertisseur et la quantité considérable d'air qu'elle nécessite ne soient pas un obstacle à la marche des autres fours qui fonctionnent en même temps et d'une manière régulière.

La fonderie de Jerez-Lanteira marchait depuis trop peu de temps, lors de ma visite, pour qu'on ait pu avoir des données sur les résultats pratiques obtenus.

Résultats
pratiques.

J'ai su, depuis, qu'après quelques tâtonnements inhérents à toute mise en marche, on était parvenu à fabriquer couramment, avec les minerais pyriteux de la Jerezana, des cuivres dont la teneur n'a pas été inférieure à 99,50 p. % de métal. Ce résultat a été obtenu directement au convertisseur.

On n'a pas encore traité, à ma connaissance du moins, de minerais de cuivre gris.

Par suite de ce que je viens de dire, les prix de revient n'ont pu être établis. A cet égard, on ne peut que supposer qu'ils ne s'éloigneront pas des prix suivants :

Prix
de revient

Fusion.

La fusion donnera lieu, journalièrement et par four, aux dépenses suivantes :

Main d'œuvre comprenant :

1 Maître-fondeur	6'	»	}	47 ^f »
4 Fondateurs	13	»		
4 Manœuvres aux scories . .	10	»		
4 Chargeurs	10	»		
4 Manœuvres divers.	8	»		
Mécanicien, huile, graisse, etc. (part affé-				
rente au ventilateur)	12	»		
Fondants, 1 ^t ,200 de calcaire	14	»		
Coke, 4 ^t ,800.	384	»		
Entretien des fours.	23	»		

Dépense totale par 24 heures. 480 »

soit, pour une production de 12 tonnes, 40 francs par tonne de mattes ou 153 fr. 80 par tonne de cuivre.

J'ai déjà fait observer que la production supposée des fours à cuve, et particulièrement des fours Water-Jacquet, était bien faible. Ce prix de revient pourra être diminué si on parvient à augmenter cette production, et surtout si l'on arrive à reconnaître qu'il est plus avantageux de produire des mattes riches que des mattes pauvres.

Convertisseur.

Passant directement des fours à cuve au convertisseur, le traitement des mattes pourra donner lieu aux dépenses suivantes journalières :

Main d'œuvre, comprenant :

2 Chefs-ouvriers.	20'	»	}	48 ^f »
4 Aides	10	»		
2 Manœuvres aux tuyères. .	5	»		
2 — du convertisseur. .	5	»		
2 — aux scories . .	4	»		
2 — divers	4	»	}	

A reporter. 48 »

<i>Report</i>	48	»
Coke, réchauffage, séchage des cornues . .	88	»
Mécanicien, huile, graisse, etc. (part affé- rente à la machine soufflante).	16	»

Matériaux de garnissage des cornues :

Quartz, 1 ^t ,500	30 ^f	»	} 36	»
Argile, 0 ^t ,500	6	»		
Entretien des outils.	12	»		

Dépense totale par 24 heures. . . . 200^f »

soit, pour une production de 5 tonnes de cuivre,
40 francs par tonne.

A ces chiffres, il convient d'ajouter ceux inhérents à
la fonderie qui, pour 1.000 tonnes, pourront annuelle-
ment être de :

Usine de force motrice (part de la fonderie) .	4.000 ^f	»
Entretien du matériel et des bâtiments . . .	1.200	»
Frais généraux (part afférente à la fonderie).	20.000	»
Total	25.200	»

ou 25 fr. 20 par tonne de cuivre produite.

Le prix de revient du traitement des minerais pourra
donc se résumer de la manière suivante pour une pro-
duction annuelle de 1.000 tonnes de cuivre :

Fusion	153' 80
Traitement au convertisseur . . .	40 »
Frais inhérents à la fonderie	25 20

Total. 219^f »

Dans ces prix ne sont pas compris, bien entendu, les
frais d'administration générale, ceux d'amortissement,
les intérêts d'emprunts, etc. Cette observation s'applique
aussi au prix de revient d'exploitation.

USINES DE FORCE HYDRAULIQUE*Transport de force à grande distance.*

Frappé des résultats obtenus par le nouveau procédé métallurgique pour le traitement des minerais de cuivre dû à l'intelligence pratique de M. Manhès, procédé dans lequel la force mécanique joue le plus grand rôle, M. Bontoux, promoteur de l'affaire de Jerez-Lanteira, a eu l'idée d'emprunter aux forces naturelles du pays la force mécanique nécessaire non seulement aux besoins de la fonderie, mais encore à l'épuisement des travaux, à l'extraction des déblais, à la préparation mécanique des minerais, à la ventilation et, si cela devient nécessaire, à la perforation mécanique, au mouvement de câbles de transport, ainsi qu'au traitement des minerais par l'électrolyse.

Ce programme a été exécuté en partie jusqu'à présent ; rien ne s'oppose à ce qu'il reçoive son plus complet développement. Ce qui a été établi jusqu'ici fait le plus grand honneur à M. Bontoux, qui a mis le projet en avant, et à la C^{ie} de Fives-Lille, qui l'a étudié, a construit les appareils et a procédé à leur installation.

Comment le problème a-t-il été résolu ?

C'est aux forces hydrauliques naturelles, à l'eau qui s'écoule abondamment et perpétuellement des flancs de la Sierra qu'on s'est adressé pour cela.

Une concession d'eau, de 1.000 litres par seconde, a été demandée et obtenue sur le ruisseau de Jerez, dans le ravin d'Alcazar, en amont des prises d'eau d'irrigation et en un point convenablement choisi pour obtenir une chute de 45 mètres. (PL. XXVIII, FIG. 1).

A cette concession, bien suffisante déjà pour les besoins actuels du groupe de la Jerezana et de la fonderie, on en a joint trois autres :

1° Une concession de 800 litres par seconde avec une chute de 19 mètres sur le ruisseau del Barrio. Cette force hydraulique doit être affectée exclusivement aux besoins du groupe de Lanteira ;

2° Une concession de 600 litres par seconde, avec une chute encore indéterminée, sur le ruisseau de Alhori, au-dessus de la prise d'eau du canal d'irrigation de Cogollos ;

3° Une concession de 800 litres par seconde avec une chute de 10 mètres sur le ruisseau de Jerez au-dessous du village.

Cette dernière concession n'est pas permanente. Pendant environ trois mois de l'année, en été, il faut satisfaire aux besoins de l'irrigation des propriétés situées sur les flancs du ravin de Jerez, et l'on ne pourra profiter que de l'excédent disponible.

Après l'obtention de ces concessions, deux usines de force ont été créées. Dans ces deux usines, la force hydraulique est employée à comprimer de l'air, et c'est cet air comprimé, facilement transportable, qui est appliqué aux différents besoins de l'exploitation. L'une de ces deux usines, la plus importante, a été créée pour les besoins du groupe de la Jerezana, l'autre pour les besoins du groupe de Lanteira.

Ce sont ces deux usines que je vais décrire maintenant.

USINE DE FORCE DE JEREZ

L'installation de l'usine de force de Jerez a été faite sur la rive gauche du ruisseau d'Alcazar, au-dessus de la prise d'eau du canal d'irrigation de Guadix, à un

niveau qui correspond à environ 75 mètres au-dessus du sol des bâtiments de Santa-Costanza.

Barrage. Un barrage a été construit sur le ruisseau à une certaine distance (1 kil. environ) au-dessus de l'usine ; un canal d'amenée a été creusé sur le flanc de la montagne, avec une pente suffisante, de manière à obtenir une différence de niveau de 45 mètres entre le niveau habituel de l'eau dans le canal à la vanne d'arrêt de tête de la conduite principale d'arrivée d'eau aux turbines, et l'axe de la conduite générale de distribution à ces dernières. La construction de ce barrage n'offre rien qui mérite une description particulière.

Canal d'amenée. Il en est de même du canal d'amenée. Ce dernier, creusé dans le rocher, convenablement bétonné sur le fond et les parois partout où la roche n'offrait pas une solidité suffisante, est muni à sa partie supérieure, vers le barrage, de déversoirs de trop-plein, de vannes d'arrêt et de vidange. Il se continue au-delà de la conduite principale d'arrivée d'eau aux turbines, et se termine à quelque distance de cette conduite par un dernier déversoir de trop-plein.

Toutes les précautions sont ainsi prises pour parer aux inconvénients que pourrait avoir une trop grande affluence d'eau dans le canal.

Conduite principale d'arrivée d'eau. La conduite principale d'arrivée d'eau est en tôle d'acier, à l'exception de quelques courbes de raccordement à la partie inférieure et de la boîte de dilatation à la partie supérieure de la conduite, qui sont en fonte (PL. XXIX, FIG. 1, 2 et 3).

La conduite débute par un tuyau légèrement conique dont l'épaisseur de la tôle est de 6 millimètres et qui est noyé dans une épaisseur de maçonnerie d'environ 2^m,80. Du côté du canal, ce tuyau porte la

vanne d'arrêt de tête et, du côté de l'usine, se trouve la boîte de dilatation.

La conduite descend ensuite vers l'usine, épousant aussi parfaitement que possible la forme du terrain, tout en évitant, par des remplissages en maçonnerie, les trop brusques changements de pente.

Cette conduite se compose d'une première série de six tuyaux droits de 6 mètres de long, dont les parois ont 4 millimètres d'épaisseur, puis d'un tuyau courbe de 5 mètres environ de longueur et de 6 millimètres d'épaisseur aux parois. (La courbure de ce tuyau a un rayon de 27^m,40).

La conduite se continue par une série de quatre tuyaux droits de 6 mètres et de 5 millimètres d'épaisseur et un deuxième tuyau courbe de 5 mètres (rayon de courbure 20^m,10) ; puis, par une troisième série de trois tuyaux droits de 6 mètres et de 6 millimètres d'épaisseur se terminant par un tuyau courbe de 5 mètres (rayon de courbure 5^m,50) ; puis viennent deux tuyaux d'ancrage solidement fixés dans une forte épaisseur de maçonnerie au moyen de brides et de boulons d'ancrage. Ces tuyaux ont chacun 6 mètres de long et une épaisseur de parois de 6 millimètres. Un dernier tuyau courbe de 5 mètres de long (rayon de courbure 7^m,40) complète la conduite, qui se termine horizontalement par deux tuyaux en fonte, formant le quart de rond, venant s'adapter à la conduite générale des turbines.

Tous les tuyaux courbes en tôle dont je viens de parler ont été ajustés sur place au montage.

L'ancrage de la partie inférieure de la conduite a pour but d'éviter tout déplacement de celle-ci par suite de la pression qu'elle supporte.

Le diamètre de la conduite est de 1 mètre intérieurement ; sa longueur totale, de la boîte de dilatation

aux tuyaux en fonte de raccordement, est d'environ 110 mètres.

Un grillage suffisamment serré est placé à l'ouverture supérieure de la conduite, devant la vanne d'arrêt de tête, et s'oppose à l'introduction de tout corps étranger trop volumineux entraîné par les eaux.

Usine de force
proprement
dite.

L'usine de force proprement dite est renfermée dans un bâtiment en maçonnerie avec charpente de couverture en fer, ayant intérieurement 34 mètres de long et 13 mètres de large. Des ouvertures de quatre mètres sur les petits côtés, de 2^m,50 sur les grands, distribuent suffisamment la lumière (PL. XXX).

Cette usine comprend :

1° La conduite générale des turbines ;

2° Quatre turbines ;

3° Quatre compresseurs d'air à double effet et leurs accessoires.

Une cinquième turbine, un cinquième compresseur peuvent être ajoutés aux quatre premiers, dès que le besoin s'en fera sentir. Tout a été disposé pour cela.

Conduite
générale
des turbines.

La conduite générale des turbines, qui fait immédiatement suite à la conduite principale d'arrivée d'eau, se compose (PL. XXX, FIG. 1) d'une série de tuyaux en tôle d'acier A1, A2, A3, A4, A5, cylindriques ou tronc-coniques, séparés entre eux par les tuyaux à branchement B1, B2, B3, B4, B5.

Le tuyau A1 est cylindrique ; il a une longueur de 4^m,800 et un diamètre intérieur de 1 mètre comme la conduite d'arrivée d'eau.

Les tuyaux A2, A3, A4, sont tronc-coniques ; leur diamètre moyen va en diminuant et le plus petit diamètre du dernier est de 0^m,500 ; ils ont tous une longueur de 4^m,800.

Le tuyau A5, d'un diamètre de 0^m,500, est cylindrique ; il a une longueur de 3 mètres seulement et se termine par une vanne et un tuyau de vidange C.

Les branchements B1, B2, B3, B4, B5, portent chacun une vanne servant à régler l'arrivée de l'eau, à interrompre ou à donner libre passage à celle-ci vers les turbines ; à rendre, en un mot, chacune de ces dernières entièrement indépendante des autres.

Après les vannes qui terminent les branchements B1, B2, B3, B4, B5, viennent des coudes à 120° qui permettent à l'eau d'arriver dans un sens perpendiculaire au plan des turbines T1, T2, T3, T4, T5. Le diamètre intérieur des branchements et des coudes est de 0^m,55. Immédiatement après les coudes se trouvent les appareils distributeurs ou pour mieux dire les injecteurs, sur la disposition desquels je reviendrai tout à l'heure.

Les turbines sont des roues-turbines du type Girard ; leur axe est horizontal et leur couronne ou anneau mobile se meut dans un plan vertical (PL. XXIX, FIG. 4, 5 et 6). Cette couronne, d'une hauteur totale de 0^m,17, est supportée par six bras recourbés et renferme 60 augets ou aubes courbes. Couronne, bras, augets sont venus de fonte. Le diamètre extérieur de la turbine est de 1^m,850 ; elle est calée sur un arbre en fer horizontal supporté par des paliers.

Turbines.

La courbure des bras de la turbine permet à l'injecteur de venir se placer dans l'intérieur de la couronne. Cet injecteur est une pièce en fonte solidement fixée sur le bâti en maçonnerie au moyen de 4 boulons d'amarage ; cette pièce se termine par une espèce de secteur ou portion de couronne portant 8 augets d'injection qui viennent se placer dans une position concentrique par rapport aux augets de la couronne de la turbine. Les

cloisons courbes des augets injecteurs sont disposées de manière à ce que l'eau motrice pénètre dans les augets de la turbine en suivant la direction du rayon de courbure des cloisons de ces derniers.

Une vanne ou tiroir à crémaillère, mue de l'extérieur par un système de doubles engrenages coniques et d'une vis sans fin, permet d'augmenter ou de diminuer l'admission de l'eau sur la couronne mobile en masquant ou démasquant un plus ou moins grand nombre d'augets d'injection et, par ce moyen, de régler la vitesse de la turbine. Cette vanne en bronze, lorsqu'elle est complètement ouverte, vient se loger dans un appendice lié à l'injecteur et fermant celui-ci.

Un regard est placé sur l'injecteur de manière à pouvoir visiter l'intérieur de celui-ci et à enlever les objets étrangers qui, par inattention ou malveillance, pourraient être introduits dans les conduites d'eau motrice et venir gêner le fonctionnement des turbines.

Une distance de 6 mètres sépare deux turbines.

Ces dernières sont munies d'une enveloppe extérieure en tôle pour éviter les projections d'eau dans l'intérieur de la salle où se trouvent groupés les compresseurs.

Après avoir produit son effet, l'eau est reçue dans un canal qui passe au-dessous de la conduite générale des turbines et va au ruisseau qui longe, à l'extérieur, le bâtiment des compresseurs.

L'axe de chaque turbine, prolongé et supporté par 3 paliers, porte, vers l'une de ses extrémités, un pignon (0^m,75 de diamètre) commandant un engrenage (3 mètres de diamètre). L'axe de ce dernier, placé à 0^m,80 au-dessus du sol, est à 0^m,625 au-dessus de l'axe de la turbine. C'est cet engrenage qui, au moyen de manivelles calées sur son axe à 90°, donne le mouvement aux pistons des cylindres compresseurs.

Chaque groupe de compresseurs est formé par une Compresseurs. paire de cylindres de 0^m,40 de diamètre intérieur dans lesquels se meuvent des pistons avec un mouvement alternatif et une course de 0^m,80. Cylindres, glissières de la tête du piston, paliers de l'axe de l'engrenage, sont supportés par deux bâtis symétriques en fonte, une distance de 2^m,130 et de 2^m,750 séparant respectivement l'axe des paliers et l'axe des cylindres.

L'air atmosphérique est admis dans l'intérieur de chaque cylindre au moyen de soupapes en bronze disposées sur les fonds, et est refoulé dans une tuyauterie de 0^m,075 de diamètre intérieur qui le conduit à des sécheurs S 1, S 2, S 3, S 4, S 5 (Pl. XXX, Fig. 1), et de là au collecteur d'air comprimé de 0^m,300 de diamètre intérieur d'où il se rend aux lieux d'emploi. Des soupapes en bronze, placées sur chaque cylindre, interceptent la communication entre l'intérieur de ceux-ci et la tuyauterie allant aux sécheurs.

Pour éviter le trop grand réchauffement de l'air, réchauffement dû à la compression, on injecte une certaine quantité d'eau froide dans l'intérieur de chaque cylindre. Cette eau froide arrive sur ces derniers avec une pression suffisante, au moyen d'un collecteur d'injection de 0^m,060 de diamètre intérieur, dont l'origine se trouve placée dans des bassins extérieurs alimentés par une prise d'eau située sur la conduite générale d'arrivée d'eau.

Ces bassins, au nombre de deux, le premier servant de bassin de dépôt, sont couverts, afin d'être mis à l'abri des poussières et des matières étrangères qui pourraient la souiller; admise dans l'intérieur des cylindres, il faut, en effet, que cette eau soit très pure afin de ne pas détériorer ces derniers.

Une tuyauterie, d'un très petit diamètre, prend cette eau au collecteur et la distribue à chaque soupape

d'admission d'air ; des robinets permettent de régler la quantité d'eau admise.

Chaque groupe de compresseurs utilise un travail effectif d'environ 80 chevaux mesurés sur l'arbre des manivelles, pour aspirer par heure un volume de 1.000 mètres cube d'air à la pression atmosphérique et le refouler à la pression effective de 4^k,500, en fonctionnant à la vitesse de 50 tours par minute (1).

Sécheur d'air. J'ai dit que, dans chaque groupe, l'air comprimé se rendait des cylindres compresseurs aux sécheurs d'air. On comprend, en effet, vu l'admission d'eau de refroidissement, qu'il soit nécessaire, avant de l'utiliser, de débarrasser l'air comprimé de cette humidité qu'il entraîne avec lui.

Cette opération du séchage se fait dans un appareil spécial appelé sécheur d'air, interposé entre les cylindres compresseurs et le collecteur d'air comprimé. Chaque groupe renferme un sécheur.

Cet appareil (PL. XXVIII, FIG. 3 et 4) est formé par un récipient vertical en tôle de forme cylindrique dont le diamètre intérieur est de 0^m,700 et l'épaisseur des parois de 6 millimètres. La partie cylindrique du récipient a une hauteur totale de 1^m,496. A la partie supérieure extérieure, elle porte une cornière servant à fixer le fond supérieur. Le fond inférieur est rivé sur le cylindre et porte à la partie la plus basse une ouverture à laquelle est adapté un tuyau de vidange par lequel on peut faire écouler l'eau condensée, à volonté, au moyen d'un robinet qui se manœuvre de l'intérieur de la salle des machines.

Le fond supérieur est formé par une calotte mobile armée d'une cornière extérieure s'adaptant sur la

(1) Note de la Compagnie de Fives-Lille.

cornière du cylindre au moyen de boulons. Cette calotte porte à sa partie supérieure une tubulure en fonte d'un diamètre intérieur de 0^m,080. A cette tubulure viennent s'adapter les tuyaux verticaux conduisant l'air du sécheur au collecteur d'air comprimé.

A côté de la tubulure et sur la même calotte se trouve disposée une prise de manomètre.

A 0^m,200 du bord supérieur de la partie cylindrique est placée une tubulure du même diamètre que celle de la calotte supérieure; c'est par cette tubulure qu'a lieu l'introduction de l'air comprimé dans le sécheur.

Dans l'intérieur de ce cylindre se trouve placé l'appareil de séchage proprement dit.

Cet appareil est formé par une série de disques en tôle de 0^m,630 de diamètre et de 2 millimètres d'épaisseur, espacés de 0^m,0975, et invariablement fixés à trois entretoises; ces disques en tôle sont au nombre de 12 et percés d'une grande quantité de trous de 4 à 5 millimètres de diamètre.

Entretoises et disques se trouvent placés dans une enveloppe cylindrique en tôle de 4 millimètres d'épaisseur, suspendue dans l'intérieur du premier cylindre au moyen d'une tôle recourbée prise dans le joint de la calotte supérieure. Le fond de cette enveloppe, formé d'une tôle de 5 millimètres et percé de trous semblables à ceux des disques, est traversé par les 3 entretoises filetées à leur extrémité inférieure et munies d'un écrou. La calotte supérieure enlevée, il est facile d'enlever aussi le cylindre intérieur, les entretoises se terminant par un anneau à leur extrémité supérieure, et, ces dernières débarrassées de leur écrou inférieur, on peut retirer les disques de leur enveloppe et procéder à leur nettoyage.

Le cylindre intérieur est placé dans une position un peu excentrée dans le cylindre extérieur; l'excentricité

est de 0^m,015 ; elle a pour but de faciliter l'introduction et la circulation de l'air comprimé, lequel entrant par la tubulure fixée sur la partie cylindrique extérieure, est obligé de traverser les disques perforés à la surface desquels il abandonne l'humidité dont il se trouve chargé.

Au moyen d'un système de robinets d'épreuves qu'on peut manœuvrer, comme le robinet de vidange, de l'intérieur de la salle des machines, on peut s'assurer du niveau de l'eau condensée dans l'intérieur du sécheur et évacuer cette eau par le robinet de vidange, si cela est reconnu nécessaire.

Collecteur
d'air
comprimé.

Des sécheurs, l'air comprimé se rend au collecteur d'air comprimé. Ce dernier, en tôle d'acier, grâce à sa longueur qui dépasse 4 kil. et surtout grâce à son diamètre (0^m,300), joue le rôle d'un régulateur. Il est formé de tuyaux de 4^m,500 de longueur, réunis bout à bout au moyen de cornières rivées sur leurs extrémités ; les joints sont en caoutchouc.

On a pu constater que la perte de charge à l'extrémité de la conduite ou du collecteur était à peu près insignifiante. En jetant un coup d'œil sur le tableau suivant extrait d'un mémoire de M. Revaux sur des expériences faites au percement du mont Cenis (*Annales des Mines*, 7^e série, tome XV 1879), on voit qu'on a grand intérêt au point de vue de la perte de charge à adopter des conduites d'un grand diamètre, surtout lorsque ces conduites doivent avoir une grande longueur.

PERTES DE CHARGE PAR 1.000 MÈTRES DE LONGUEUR

Diamètre de la conduite ...		0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35
Vitesse à l'origine.	1 mètre : ..	6 ^m /m	4 ^m /m	3 ^m /m	3 ^m /m	2 ^m /m	2 ^m /m
	2 — ...	26	18	13	11	9	8
	3 —	62	42	31	25	21	18
	4 —	108	72	51	41	36	31
	5 —	167	112	84	67	56	48
	6 —	233	156	117	94	78	67

Cela donne une formule se rapprochant de :

$$\frac{h}{h'} = \frac{d}{d'} \times \frac{v^2}{v'^2}.$$

En appliquant ces résultats au cas particulier de Jerez, on voit que pour une vitesse originelle de 4 mètres et pour une longueur de conduite de 4^k,500, la perte de charge devrait être de $36 \times 4.5 = 162$ millimètres ou 0,19 atmosphère. C'est ce que l'expérience a démontré.

La conduite d'air comprimé suit constamment le chemin public qui de l'usine de force va à Jerez et, de ce village, à l'établissement de Santa-Costanza.

De distance en distance, et principalement aux points de thalweg, on a installé des collecteurs d'eau condensée (PL. XXVIII, FIG. 5, 6 et 7) qui n'ont pas besoin d'une description particulière. De temps à autre, on ouvre les robinets de vidange de ces collecteurs et on fait écouler l'eau qu'ils peuvent renfermer.

A Santa-Costanza, la conduite débouche dans un distributeur, *clarinette*, d'où l'air comprimé se rend par des conduites spéciales d'un diamètre de 0,08, 0,10 ou 0,12 aux lieux de consommation, soit à la fonderie, soit au puits Jésus-Maria, soit à la mine Santa-Ana.

J'ai déjà, en parlant de la fonderie, dit un mot de l'installation adoptée pour réchauffer l'air comprimé avant son emploi. Des installations, remplissant le même but, sont nécessaires dans tous les lieux où on en fait usage, si on veut éviter les arrêts qui peuvent être occasionnés par l'obstruction momentanée des orifices d'échappement par la glace.

Cette nécessité a été reconnue partout où l'on a fait usage de l'air comprimé et elle est particulièrement indispensable dans les lieux d'emploi exposés à des températures hivernales rigoureuses. Elle a été déjà signalée dans le mémoire de M. F. Mathet (*Bulletin*, 3^e série, tome II).

USINE DE FORCE DE LANTEIRA

L'usine de force de Lanteira, dont l'installation n'est pas encore complètement terminée, est bien moins importante que celle de Jerez. Ici, en effet, on aura tout au plus à fournir l'air comprimé nécessaire à une machine d'extraction de quelques chevaux, à un petit moteur d'épuisement (pompe Tangye ou autre analogue) et à un atelier de lavage de dimensions restreintes.

Il m'a paru, cependant, mériter une mention spéciale.

Le barrage sur le ruisseau del Barrio et le canal d'alimentation, sur le flanc gauche du ravin, ne sont pas encore construits.

La conduite d'arrivée d'eau, d'un diamètre intérieur de 0^m,65, la vanne d'arrêt de tête, ne sont pas en place. Il n'y a absolument de monté que la turbine et le moteur de compression.

Turbine. La turbine, qui actionne *directement* 2 compresseurs, est du même type que celles de Jerez ; seulement, comme son mode d'action est différent de celui de ces dernières, ses dimensions sont tout autres.

Le diamètre extérieur de la turbine est ici de 3^m,850 ; la couronne mobile a une hauteur totale de 0^m,230 et porte 100 augets.

La disposition de l'injecteur est absolument la même que celle qui vient d'être décrite pour Jerez. L'injecteur a seulement ici 10 augets d'injecture au lieu de 8. Le réglage de la vanne d'admission d'eau sur les augets de l'injecteur se fait de la même manière.

La turbine, dont la vitesse est de 60 tours par minute, est calée sur un arbre en fer aux deux extrémités duquel se trouvent les manivelles actionnant les pistons de chaque compresseur.

Le moteur est enfermé, comme le sont les turbines de Jerez, dans une enveloppe en tôle pour éviter les projections d'eau.

Les cylindres compresseurs ont ici une course Compresseurs. de 0^m,60 et un diamètre intérieur de 0^m,30.

La disposition des bâtis, glissières, collecteur d' injection d'eau de refroidissement, sécheur d'air comprimé est la même que celle adoptée à Jerez. Je n'y reviendrai donc point.

L'ensemble de la turbine, des cylindres compresseurs et du sécheur d'air est renfermé dans un bâtiment dont les dimensions intérieures sont de 7^m,00 × 9^m,75.

Le collecteur d'air comprimé est un tuyau en fer de 0^m,12 de diamètre. Cette conduite n'est pas encore posée.

Collecteur
d'air
comprimé.

Ici, on aurait pu, semble-t-il, adjoindre à ces compresseurs un réservoir d'air servant de régulateur, le diamètre et la longueur de la conduite ne permettant pas à cette dernière de remplir ce rôle.

Cette usine ne trouvera guère son application économique que lorsque l'exploitation des travaux de Lanteira

devra aborder les massifs situés au-dessous du niveau du travers-bancs de roulage actuel, ou lors du percement d'un nouveau travers-bancs pour la création d'un étage inférieur d'exploitation.

Bâtiments
annexes.

Une construction séparée a été annexée à l'usine de force de Jerez. Elle renferme un petit atelier de réparations, forge, machine à percer, étau, etc., et les logements du personnel et des gardes chargés de la surveillance des appareils en marche, du barrage, du canal et du collecteur d'air comprimé.

Un appareil téléphonique relie cette mine aux bureaux de la Société à Santa-Costanza.

Je ne saurais terminer cette description sans témoigner, ici, tous mes remerciements à M. César Rubio, directeur technique de la Société de Jerez-Lanteira, qui m'a accompagné sur les lieux, m'a donné tous les renseignements pour faciliter mon étude, et à M. Duval, directeur général de la Compagnie de Fives-Lille, qui a bien voulu mettre à ma disposition les plans de la machine soufflante à air comprimé et ceux des usines de force de Jerez et de Lanteira.

Tournon-sur-Rhône, novembre 1891.

ESSAI D'UNE THÉORIE GÉNÉRALE

APPLICABLE

A TOUTES LES MACHINES A FLUIDE

Par M. P. MORTIER,

ingénieur-directeur de la Société Edison de Saint-Etienne.

AVANT-PROPOS

Tout le monde connaît le travail de M. Daniel Murgue sur les machines d'aérage. A la fois simple et féconde, cette étude éclaire désormais d'un jour complet une partie délicate de la mécanique où plus d'un esprit remarquable s'était égaré.

Retenu par cette exagération de modestie qui caractérise et honore tous les innovateurs consciencieux, l'éminent ingénieur n'a pas voulu sortir du cadre qu'il s'était fixé, les ventilateurs ; et cependant toutes les machines à fluide, quels que soient leur forme et leur objet, sont tributaires de sa méthode.

Solidement appuyée sur les bases qu'il a su établir, la théorie peut dès aujourd'hui faire un nouveau pas en appliquant les mêmes procédés analytiques à des sujets plus variés : Et cette généralisation n'est pas sans importance pratique, car dans tout essai de synthèse les faits s'éclairent mutuellement, se complètent l'un par l'autre et fournissent l'occasion de parallèles curieux, de rapprochements utiles.

C'est dans cet ordre d'idées que notre étude a été conçue.

Les travaux antérieurs nous ont toujours servi de guide ; mais, pour amasser les matériaux et poser les fondements d'une théorie commune à tous les genres de

fluide et à tous les cas, il a fallu remonter un peu haut dans les principes et modifier sensiblement l'échafaudage de théorèmes que l'hydraulique prend en général comme point de départ.

C'est ainsi que nous avons pu établir une équation générale, aussi débarrassée que possible des paramètres constants et des grandeurs mal définies qui encombrement et obscurcissent les formules usuelles.

On nous pardonnera d'avoir introduit quelques mots nouveaux dans le langage de l'hydraulique. On ne saurait y voir qu'une généralisation des termes inaugurés dans un sens restreint par M. Murgue, ou qu'une extension des appellations déjà courantes en électrotechnie.

PLAN GÉNÉRAL DE L'ÉTUDE

M. Murgue a divisé les ventilateurs en deux groupes : les volumogènes et les déprimogènes.

Il convient d'étendre cette classification à toutes les machines à fluide, mais en modifiant un peu les termes primitifs.

On distinguera :

1° Les machines rhéostatiques qui déterminent ou utilisent le mouvement d'un fluide en jouant le rôle d'obturateurs mobiles et en interceptant la communication entre les deux régions ou *biefs* séparés par elles;

2° Les machines rhéodynamiques qui laissent au contraire cette communication libre et agissent uniquement par actions ou réactions impulsives.

Cette dernière classe de machines fera l'objet exclusif de l'étude qui va suivre.

Dans la première partie on étudiera les machines idéales à l'état de fonctionnement normal, c'est-à-dire en supposant le fluide parfait, les résistances passives

nulles, les canaux toujours bien remplis par les veines et les compositions de vitesses géométriquement réalisées.

Dans la deuxième partie on étudiera les mêmes machines à l'état de fonctionnement anormal, c'est-à-dire ne réalisant pas les deux dernières conditions.

Dans la troisième, on considérera les machines usuelles soumises aux frottements divers.

La quatrième partie traitera des transformateurs.

La cinquième examinera les machines dans leurs rapports avec les milieux ou les circuits fluides qui les alimentent ou qu'elles desservent.

PREMIÈRE PARTIE

Machines idéales à l'état de fonctionnement normal.

1^o ÉQUATION MÉCANIQUE GÉNÉRALE

Toute machine rhéodynamique comporte un certain nombre de canaux mobiles parcourus par le fluide.

Pour éviter des complications insurmontables, on supposera toujours le fluide soumis au régime permanent, et la masse solide, où les canaux sont ménagés, représentée par une roue à aubes tournant d'un mouvement uniforme.

Dans ces conditions, la machine débite, par unité de temps ou seconde, un certain poids de fluide au prix d'un travail moteur ou résistant appliqué ou emprunté à la roue pour en maintenir le mouvement uniforme.

Pour étendre aux dénominations et aux symboles l'analogie profonde qui lie la mécanique des fluides aux lois des phénomènes électriques, il conviendra d'appeler :

T le *travail* par unité de temps.

I l'*intensité de circulation* ou débit en poids.

$\frac{T}{I}$ la *force rhéomotrice* théorique qui est une généralisation de la force électromotrice à tous les genres de fluide.

Si le fluide était parfait et si aucune fraction de travail n'était absorbée par l'échauffement des masses solides et les désagréations moléculaires, toutes choses que nous avons supposées en commençant, le travail T aurait pour corrélatif exact et équivalent mécanique rigoureux une *variation d'énergie* M dans la masse de fluide qui traverse l'appareil pendant l'unité de temps; ce qui s'exprime par l'équation

$$T = M \text{ ou } \frac{T}{I} = \frac{M}{I}$$

L'expression $\frac{M}{I}$, corrélatif de la force rhéomotrice, prendra désormais le nom de *charge potentielle* et sera symbolisée par la lettre C. Cette grandeur se présente sous la forme d'une dimension linéaire du premier degré; c'est l'amplitude du déplacement vertical qu'il faudrait faire subir à la masse fluide, supposée soumise à la gravité seule, pour lui faire développer le travail M.

Ainsi, dans toute machine rhéodynamique parfaite, le travail fourni ou soustrait à la roue a pour valeur la variation d'énergie de la masse fluide. En d'autres termes, la force rhéomotrice est égale à la charge potentielle.

2° VARIATION D'ÉNERGIE ET CHARGE POTENTIELLE

Soit deux états mécaniques I_0 et I_1 d'une masse fluide 1, immédiatement avant et immédiatement après

son passage dans la roue d'une machine. Pour l'amener par un autre chemin que la roue elle-même, de la situation initiale à la situation finale, il faudrait lui appliquer certaines forces virtuelles non définies susceptibles de développer, avec les forces réelles qui sollicitent la masse, une somme de travaux algébriquement nulle.

On appellera *variation d'énergie* le travail des forces hypothétiques. L'état initial et l'état final étant donnés, la variation d'énergie a une valeur unique, quelles que soient les forces virtuelles dont on appelle le concours. Les forces de réaction exercées par la roue sur le fluide constituent un des moyens possibles de réaliser matériellement l'évolution de I_0 en I_1 (1).

Or, une masse fluide, avant et après son passage dans la roue, est soumise à deux groupes de force :

1° Les forces *sensibles*, c'est-à-dire la pesanteur et les pressions ;

2° Les forces *d'inertie* ;

La variation d'énergie qui représente, avec un signe contraire, la somme algébrique des travaux de toutes ces forces, peut se décomposer en deux parties :

La première, qui s'appellera *variation d'énergie statique*, correspondant au travail combiné de la pesanteur et des pressions.

La seconde, qui s'appellera *variation d'énergie vive*, correspondant aux variations de puissance vive sensible.

Si les phénomènes calorifiques cessaient d'être négligeables, il faudrait faire intervenir une troisième forme d'énergie, l'*énergie thermique*, dont les variations

(1) Le mot *évolution* exprime ici la transformation mécanique d'une masse matérielle, c'est-à-dire le *mouvement* dans le sens le plus général.

correspondraient aux variations de puissance vive latente ; mais cette nouvelle complication nous entraînerait trop loin.

La distinction faite entre les deux formes de l'énergie réclame une subdivision semblable dans la charge potentielle, qui se fractionnera en charge statistique C_s et charge vive C_v .

Ainsi, toute machine rhéodynamique a pour effet de modifier l'énergie potentielle du fluide qui la traverse, de façon que la charge statique augmentée de la charge vive soit égale à la force rhéomotrice.

Suivant le signe de cette dernière, les machines se classent en trois catégories :

Celles qui, avec une force rhéomotrice positive, déterminent dans le fluide une charge positive, seront dites *motrices* ou *génératrices*, exemple les ventilateurs.

Celles qui, avec une force rhéomotrice négative, engendrent une charge négative, seront dites *réceptrices*, exemple les turbines.

Celles qui, avec une force rhéomotrice nulle, ne produisent aucune charge seront dites *transformatrices*.

Ces dernières peuvent être soit neutres si elles sont en mouvement, soit inertes si elles sont immobiles. Leur rôle est de modifier les facteurs de l'énergie tout en lui conservant sa valeur.

Le type du transformateur inerte est l'ajutage convergent ou divergent, qui transforme la pression en vitesse ou réciproquement. L'orifice en mince paroi est aussi un transformateur.

L'écoulement dans les ajutages obéit à la loi.

$$C_s + C_v = 0$$

$$\text{Comme } C_v = \frac{M_v}{I} = \frac{\frac{1}{2} \frac{I}{g} (V_1^2 - V_0^2)}{I} = \frac{1}{2g} (V_1^2 - V_0^2),$$

en appelant V_1 et V_0 les vitesses absolues de la masse fluide avant et après le passage,

On a en définitive :

$$C_v + \frac{1}{2g} (V_1^2 - V_0^2) = 0$$

La charge statique a souvent une signification concrète.

S'il s'agit d'un liquide pesant mais supposé incompressible, elle mesure la variation de niveau piézométrique, c'est-à-dire la variation de pression évaluée en mètres de fluide P , augmentée du déplacement vertical H .

L'équation du transformateur s'écrit alors :

$$P + H + \frac{1}{2g} (V_1^2 - V_0^2) = 0$$

Ce qui est l'expression du théorème de Bernoulli.

S'il s'agit d'un gaz à densité négligeable mais incompressible dans la limite des variations supposées, le déplacement vertical n'est plus à considérer et la charge se réduit à P .

L'équation du transformateur est simplement :

$$P + \frac{1}{2g} (V_1^2 - V_0^2) = 0$$

Equation pratique de l'écoulement des gaz à faible pression.

Si le gaz, à température constante, subit des compressions ou dilatations sensibles, conformément au principe de Mariotte, la masse fluide dont on étudie les variations sera considérée comme faisant partie intégrante d'une atmosphère pesante isotherme indéfinie, où les pressions et les densités s'étagent suivant la loi exponentielle bien connue : Cette atmosphère est sup-

posée accompagner la masse dans toutes ses évolutions.

On démontre aisément que la charge statique a toujours pour valeur le déplacement vertical de la tranche atmosphérique où règne une pression déterminée, l'unité par exemple.

Enfin, les évolutions d'un gaz parfait en enceinte inerte correspondent à une signification de même nature, mais un peu différente, de la charge statique. L'hypothèse d'une atmosphère adiabatique s'y trouve substituée à celle d'une atmosphère isotherme (1).

(1) L'atmosphère adiabatique est absolument équipotentielle, c'est-à-dire que la charge statique totale mesurant la résultante de l'énergie statique et de l'énergie thermique y est la même partout. La masse qui descend virtuellement d'une tranche supérieure à une tranche inférieure s'échauffe de telle façon que le travail calorifique absorbé soit précisément égal au travail de la pesanteur et que la température finale soit toujours identique à celle de la tranche ambiante.

Les forces intérieures sont nulles dans les gaz parfaits, et le travail des pressions extérieures est également nul dans le déplacement virtuel d'une masse au sein de son milieu.

Le travail de la gravité et les variations de chaleur interne interviennent seules.

L'atmosphère adiabatique est stable, malgré la décroissance des températures dans le sens ascendant, car, par le seul jeu des pressions, chaque masse déplacée prend, d'après l'hypothèse même, la température attachée à sa nouvelle cote.

L'équation différentielle de l'atmosphère adiabatique s'écrit :

$$\frac{d\theta}{dH} = \text{constante.}$$

en désignant par θ la température absolue et H la cote au-dessous d'un plan de comparaison.

Les températures croissent donc en progression arithmétique. Il en est de même des pressions.

Si l'intensité de la pesanteur était constante et le calme absolu, l'atmosphère terrestre se conformerait probablement au régime adiabatique.

Si l'on suppose toute masse fluide évoluant en enceinte inerte comme faisant partie d'une atmosphère adiabatique pesante indéfinie qui l'accompagne, la charge statique totale

En résumé, tandis que le caractère fondamental de la machine est la force rhéomotrice, celui du fluide qui la traverse est la charge potentielle.

Celle-ci ne représente ni une dépression ou surpression ni une variation de force vive, ni un déplacement vertical, mais la résultante de ces divers faits simultanés.

La fiction de la charge simplifie merveilleusement l'équation générale, car elle permet de considérer l'énergie indépendamment de ses facteurs dont les transformateurs peuvent modifier les valeurs individuelles de mille façons.

Nous nous séparons ici des précédents auteurs qui définissent la machine parfaite et complète : « celle qui puise et expulse le fluide dans des milieux sans vitesse », et qui lui adjoignent, comme parties essentielles, un distributeur et un diffuseur que nous considérons comme de simples annexes. Leur manière de voir, qui dénote un point de vue trop exclusif, a le tort de supposer une immobilité initiale souvent contraire aux faits, comme dans les moulins à vent et les roues pendantes, ou une immobilité finale qu'on peut n'avoir aucun intérêt à réaliser, comme dans les ventilateurs à jets d'air.

Il est à notre avis préférable de réduire la machine complète à l'organe générateur ou consommateur de l'énergie et de laisser aux transformateurs la tâche de fournir la forme spéciale de potentiel réclamée pour

est mesurée par le déplacement vertical de la tranche où règne l'unité de pression.

L'atmosphère isotherme devient équipotentielle si l'on admet une hypothèse, en réalité contraire aux faits : le travail de la compression, au lieu de correspondre à un accroissement de chaleur interne immédiatement absorbé par les parois perméables, se trouve employé à vaincre une force d'élasticité fictive.

l'introduction dans la roue ou pour la réalisation du but définitif qu'on veut atteindre.

3° FORCE RHÉOMOTRICE

Dans le cas d'un fluide parfait parcourant à pleine section et sans frottement les canaux d'une machine, la force rhéomotrice se lie exclusivement aux caractères cinématiques de la roue et nullement à la nature du fluide.

M. Murgue a le premier établi que le pouvoir déprimant d'un ventilateur tient aux données géométriques des orifices d'introduction et des orifices de sortie, mais pas du tout au tracé des aubes dans les régions intermédiaires. Ce principe et toute la théorie qui s'y rattache s'étendent sans restriction à la force rhéomotrice dont le pouvoir déprimant est une forme particulière.

Cet ingénieur a pu calculer directement le travail des réactions appliquées à la roue. Depuis lors, l'équation qui résume cette analyse a été mise depuis sous une forme plus expressive par M. Rossigneux.

Soit W_0 et W_1 les vitesses absolues du fluide à l'entrée et à la sortie de l'appareil mobile ;

V_0 et V_1 les vitesses relatives initiale et finale ;

u_0 et u_1 les vitesses tangentielles de la roue à l'entrée et à la sortie ;

Q le volume de fluide débité et δ sa densité.

Le travail T a pour valeur :

$$T = Q\delta \frac{1}{2}g [(W_1^2 - W_0^2) - (V_1^2 - V_0^2) + (u_1^2 - u_0^2)]$$

$$\text{Comme d'ailleurs } Q\delta = I \text{ et } E = \frac{T}{I}$$

On a pour la valeur de la force rhéomotrice :

$$E = \frac{1}{2}g [(W_1^2 - W_0^2) - (V_1^2 - V_0^2) + (u_1^2 - u_0^2)]$$

De même qu'on a fractionné la charge potentielle en deux composantes, on décomposera la force rhéomotrice en trois forces élémentaires :

$\frac{1}{2g} (W_1^2 - W_0^2)$ mesurera la *force de circulation absolue* et constituera en quelque sorte la partie dynamique E_v de la force rhéomotrice ;

$\frac{1}{2g} (V_1^2 - V_0^2)$ s'appellera : *force de circulation relative* ;

$\frac{1}{2g} (u_1^2 - u_0^2)$ exprimera la *force centrifuge*.

La somme algébrique des deux derniers termes constituera la partie statique de la force rhéomotrice.

On aura donc séparément :

$$C_v = \frac{1}{2g} (W_1^2 - W_0^2) \text{ et } C_s = \frac{1}{2g} [-(V_1^2 - V_0^2) + (u_1^2 - u_0^2)]$$

Dans l'expression de la force rhéomotrice complète, le signe du trinôme indiquera si l'on a affaire à un générateur, à un récepteur ou à un transformateur.

Dans une machine à l'état de fonctionnement normal, toutes les variables du trinôme sont liées à la vitesse périphérique de la roue par les relations géométriques. La force rhéomotrice est par conséquent une fonction de cette vitesse U qui se confond soit avec u_1 si l'appareil est centrifuge, soit avec u_0 s'il est centripète, soit avec les deux s'il est hélicoïdal ou axial.

Le rapport

$$K = \frac{E}{\frac{u^2}{2g}} = \frac{(W_1^2 - W_0^2) - (V_1^2 - V_0^2) + (u_1^2 - u_0^2)}{U^2}$$

exprime la valeur de la machine au point de vue du parti plus ou moins grand qu'elle sait tirer d'une vitesse périphérique donnée. Il peut s'appeler force rhéomotrice relative ou *puissance spécifique*. Le rendement

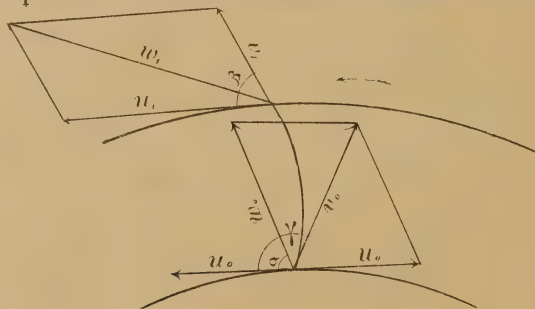
manométrique défini par M. Murgue en est une forme particulière.

En apparence, pour accroître cette expression, il suffirait d'augmenter les différences positives du trimône et de réduire la différence négative. Les générateurs, toujours centrifuges, devraient multiplier largement la vitesse initiale et amortir complètement la vitesse relative. Les réceptrices, au contraire, toujours centripètes, devraient éteindre une grande vitesse absolue d'introduction et multiplier la vitesse relative.

En réalité, ces déductions sont contradictoires. Les trois différences, liées entre elles par des équations issues du tracé géométrique, constituent une véritable antithèse et ne peuvent être modifiées individuellement. Pour discuter la formule, il faut préciser les relations particulières correspondant à chaque appareil.

4° ÉTUDE GÉOMÉTRIQUE

Soit α l'angle que la vitesse tangentielle à l'entrée fait avec la vitesse absolue d'introduction ; γ et β les angles que les vitesses relatives initiales et finales,



c'est-à-dire les tangentes à l'aube, font avec les deux vitesses tangentielles ; W_0 se compose avec v_0 changé de signe pour former V_0 , et, suivant que l'on considère l'angle α ou l'angle γ , on a les deux équations :

$$V_0^2 = W_0^2 + u_0^2 - 2 u_0 W_0 \cos. \alpha$$

$$\text{ou } W_0^2 = V_0^2 + u_0^2 + 2 u_0 V_0 \cos. \gamma$$

A son tour V_1 se compose avec u_1 pour former W_1 suivant l'équation unique :

$$W_1^2 = V_1^2 + u_1^2 + 2 u_1 V_1 \cos. \beta.$$

En combinant ces diverses équations, on trouve pour l'expression de la force rhéomotrice :

$$E = \frac{1}{g} [u_1^2 + u_1 V_1 \cos. \beta - u_0 W_0 \cos. \alpha] \text{ (équation en } \alpha)$$

$$\text{ou } E = \frac{1}{g} [u_1^2 - u_0^2 + u_1 V_1 \cos. \beta - u_0 V_0 \cos. \gamma] \text{ (équation en } \gamma)$$

DISCUSSION DE L'ÉQUATION EN α

Aucun appareil pratique, si ce n'est peut-être le ventilateur Klay, ne réunit toutes les complications théoriques justiciables de l'équation. La plupart réalisent une des deux conditions particulières suivantes : la vitesse absolue de sortie réduite au minimum, c'est-à-dire radiale, ou l'admission suivant le rayon.

1^{er} cas. — Vitesse absolue minima.

Dans la construction des turbines, on essaye de réduire, autant que possible, la vitesse résiduelle. Cette condition a été recherchée aussi, mais jusqu'à ce jour sans résultat, pour les ventilateurs.

Dans l'expression de W_1 , V_1 et β peuvent être supposés donnés. Il faudra donner à la vitesse tangentielle u_1 considérée comme variable indépendante, une valeur annulant la dérivée de W_1 par rapport à v_1

$$2 u_1 + 2 V_1 \cos. \beta = 0$$

En multipliant par $\frac{u_1}{2}$, il vient :

$$u_1^2 + u_1 V_1 \cos. \beta = 0$$

Cette équation n'est satisfaite que pour des valeurs négatives de $\cos. \beta$. Elle exprime à la fois que les aubes sont rabattues en arrière du mouvement et que le fluide s'échappe normalement au cercle de sortie.

Comme le binôme $u_1^2 + u_1 V_1 \cos \beta$ s'annule par hypothèse, la force rhéomotrice s'écrit simplement

$$E = -\frac{1}{g} u_0 W_0 \cos. \alpha$$

1° Si α est obtus, on réalise un générateur à puissance spécifique illimitée, par exemple un ventilateur dont le pouvoir déprimant théorique croît en même temps que W_0 jusqu'à l'infini positif (1);

2° Si l'angle α est aigu, on obtient une réceptrice dont la puissance croît en valeur absolue jusqu'à l'infini négatif;

3° Si $\alpha = 90^\circ$, la force rhéomotrice est toujours nulle.

Le ventilateur Combes qui prétendait concilier l'admission radiale avec le minimum de vitesse résiduelle représentait ainsi, non seulement une impossibilité pratique, mais encore un non-sens théorique, car le seul fait d'annuler la vitesse absolue de sortie, enlève à l'appareil tout pouvoir déprimant. Pour faire disparaître la difficulté, il faut modifier à dessein soit la vitesse de sortie que l'on renonce à rendre minima, soit l'angle d'arrivée, par l'adjonction d'un distributeur à cloisons obliques.

(1) Cette équation exprime à peu près le pouvoir déprimant accidentel et instable d'un ventilateur Ser, où le courant d'air serait renversé; l'appareil soufflerait théoriquement à rebours avec la force rhéomotrice $\frac{1}{g} u_0 W_0 \cos \alpha$, u_0 étant la vitesse tangentielle extérieure et α l'angle de la volute avec le cercle périphérique; cet angle serait, par parenthèse, mal disposé pour une composition géométrique parfaite.

Pourvu de cette dernière annexe, le ventilateur Combes peut reconquérir une certaine place dans la pratique. Contrairement à la mode actuelle qui pousse à multiplier la vitesse de sortie pour la récupérer dans un diffusoir, les futurs inventeurs chercheront peut-être à la détruire le plus possible.

La turbine sans directrices de Girard, où l'eau doit s'introduire et s'échapper normalement à la roue, reproduit la même impossibilité que le ventilateur Combes : l'expulsion ne saurait s'y effectuer suivant le rayon que si l'appareil est neutre.

L'idée d'une roue à introduction et à sortie radiales était séduisante, et Girard avait basé sur cette conception chimérique tout un système de turbines à vapeur étagées, formant par leur ensemble un bloc monolithique.

Les machines de ce genre peuvent certainement fonctionner, mais à la condition expresse de modifier la direction du fluide à la sortie ou à l'entrée, et de renoncer, dans l'un des deux cas, à l'orientation radiale.

2° cas. — *Introduction normale* ($\alpha = 90^\circ$).

La force rhéomotrice s'écrit alors :

$$E = \frac{1}{g} (u_1^2 + u_1 V_1 \cos. \beta)$$

valeur indépendante de la vitesse absolue d'introduction et de la vitesse tangentielle à l'entrée.

1° Si β est aigu, on réalise une génératrice dont la puissance spécifique peut s'élever, en même temps que u_1 , jusqu'à l'infini positif;

2° Si $\beta = 90^\circ$, la force rhéomotrice est simplement $\frac{u_1^2}{g}$, expression déjà trouvée par M. Murgue pour le

ventilateur Guibal. Dans ce cas particulier, la puissance spécifique atteint 2, sa valeur maxima, quand le cercle de sortie est en même temps le cercle périphérique. Pour être intensive, la machine doit être axéale ou centrifuge ;

3° Si β est obtus, la génératrice faiblit de plus en plus quand on fait croître V_1 , et cela jusqu'à la neutralité complète qu'exprime l'égalité $u_1 = -V_1 \cos. \beta$;

4° Si l'on a $u_1 < -V_1 \cos. \beta$, on obtient une réceptrice dont la puissance augmente indéfiniment, en valeur absolue, jusqu'à l'infini négatif. Ce type de turbine, dit à réaction, multiplie une vitesse relativement faible à l'origine.

Ainsi, le premier pas fait dans la théorie nous a montré toute une série de machines qui peuvent soit engendrer, soit absorber une charge potentielle indéfinie avec une vitesse tangentielle réduite.

Empressons-nous cependant de reconnaître qu'une difficulté théorique entrave le développement illimité de la force rhéomotrice. Les vitesses d'écoulement absolues et relatives W_0 et V_1 se règlent, en effet, non d'après le caprice de l'hypothèse, mais sur la pression aux points d'entrée ou de sortie, laquelle ne semble pas pouvoir être abaissée au-dessous de la pression qui règne dans le milieu ambiant le plus déprimé, c'est-à-dire le bief inférieur.

En réalité, le principe de la récupération, convenablement mis en œuvre, élimine cette impossibilité rationnelle. De même que la création d'un ressaut ou d'une contrepente conduisait Bélanger à établir une roue hydraulique plus bas que le bief d'aval et sans la noyer, l'emploi des canaux divergents permet de créer, au point convenable d'une machine, un milieu plus déprimé que le plus déprimé des deux biefs ou

milieux, et de multiplier indéfiniment, en théorie du moins, les vitesses W_0 ou V_1 .

Cet artifice a reçu une application dans les ventilateurs dérivant du Guibal. Il pourrait être essayé aussi dans les turbines à vapeur où l'extinction d'une charge potentielle énorme au moyen d'une vitesse tangentielle maniable présente des difficultés toutes spéciales.

En pratique, les résistances passives que les grandes vitesses de circulation multiplient outre mesure, l'imperfection originelle de la récupération dans les diffuseurs et l'impossibilité de réaliser une pression plus basse que le vide absolu, assignent au milieu artificiel qu'il s'agit de produire un degré de dépression qu'on ne saurait dépasser, et aux vitesses W_0 et V_1 des limites correspondantes.

DISCUSSION DE L'ÉQUATION EN γ

1^{er} cas. — Vitesse absolue de sortie minima.

$$u_1^2 + u_1 V_1 \cos. \beta = 0$$

La force rhéomotrice s'écrit :

$$E = -\frac{1}{g} (u_0^2 + u_0 V_0 \cos. \gamma)$$

Expression identique à $-\frac{1}{g} u_0 W_0 \cos. \alpha$, mais sous une autre forme.

1^o Si $u_0 = -V_0 \cos. \gamma$, c'est-à-dire si l'introduction est normale, la machine est neutre, ce que l'on savait déjà.

2^o Si $\gamma = 90^\circ$, la force rhéomotrice est $-\frac{u_0^2}{g}$.

Les réceptrices de ce genre, où l'aube coupe normalement le cercle de pénétration et où l'échappement est normal au cercle de sortie, sont corrélatives des ventilateurs à ailes redressées suivant le rayon. Pour en

obtenir la plus grande puissance spécifique il faut que le cercle d'introduction soit en même temps le cercle périphérique, en d'autres termes que la roue soit axiale ou centripète.

2^{me} cas. — *Aubes complètement radiales à l'entrée comme à la sortie*

$$\beta = 90^\circ \quad \gamma = 90^\circ$$

La force rhéomotrice se réduit à :

$$E = \frac{1}{g} (u_1^2 - u_0^2)$$

1° Si $u_1 > u_0$, on a une génératrice centrifuge;

2° Si $u_1 = u_0$, on a un système neutre;

3° Si $u_1 < u_0$, on a une réceptrice centripète.

3^e cas. — *Roue axiale.*

$$u_0 = u_1 = U$$

L'expression de la force motrice est alors :

$$E = \frac{1}{g} U (V_1 \cos. \beta - V_0 \cos. \gamma)$$

Et quand $\beta = \gamma$:

$$E = \frac{1}{g} U \cos. \beta (V_1 - V_0)$$

Si β et γ sont aigus on a, suivant le signe de $V_1 - V_0$, une génératrice à multiplication de vitesse relative, ou une réceptrice à récupération intérieure.

Si β et γ sont obtus on a, soit une turbine à réaction, soit une génératrice à canaux mobiles évasés.

Si β et γ sont droits, la machine est neutre.

Il en est de même quand $V_1 = V_0$.

Cette dernière conclusion paraît absurde, car tout le monde sait que les ventilateurs hélicoïdaux ont un pouvoir assez élevé.

C'est que ces appareils, et tous ceux où la neutralité parfaite démontrée par la théorie ne se vérifie point dans la pratique, s'écartent plus ou moins de l'hypothèse primordiale énoncée en commençant. Ainsi que nous le verrons dans le chapitre prochain, ils ne réalisent pas les conditions du fonctionnement normal.

Nous ferons une dernière remarque :

Les notations u_0 et u_1 n'impliquent pas que u_0 soit le cercle intérieur et u_1 le cercle extérieur.

Chacune des équations se dédouble en deux autres, qui s'appliquent respectivement au fonctionnement centrifuge ou au fonctionnement centripète.

Ainsi, la disposition centrifuge des ventilateurs peut correspondre à une condition de puissance spécifique et de stabilité, mais pas du tout à une obligation rationnelle.

II^e PARTIE

Machines à l'état de fonctionnement anormal

La théorie fondamentale établie plus haut suppose que les compositions de vitesses s'effectuent rigoureusement. Or, pour cela, deux conditions sont essentielles :

1^o Si le débit en volume est partout identique, il faut que les sections droites des canaux soient toujours inversement proportionnelles aux vitesses. Le jeu des angles réalise en général cette proportionnalité dans une certaine mesure.

2^o Les conditions qui président à la circulation du fluide, c'est-à-dire les pressions, les résistances et les directions doivent être compatibles avec l'existence des vitesses supposées.

Le fluide affluent possède une vitesse relative déterminée par rapport aux canaux mobiles avant comme

après l'introduction. Dans le cas de la composition parfaite, cette vitesse ne subit, à l'entrée, aucune variation brusque dans sa direction ni dans sa grandeur ; mais, dans le cas opposé, il peut y avoir déviation ou ralentissement relatif instantanés. L'orifice d'introduction est alors le siège d'un choc qui joue le rôle d'impulsion motrice additionnelle.

Un semblable fait peut se produire à l'issue de la roue ; mais l'action du choc est, dans ce cas, soustractive.

Nous avons supposé que la discontinuité de vitesse relative, à l'entrée comme à la sortie, se manifestait en grandeur par un ralentissement brusque ; mais elle peut correspondre aussi à une accélération instantanée. Il en résulte alors, non un choc, mais une succion appliquée aux orifices.

L'action résultante des chocs et des suctions peut se traduire par une véritable force rhéomotrice qui n'existe pas dans le fonctionnement régulier, mais que les conditions anormales développent.

Enfin, l'inactivité théorique des machines neutres tient le plus souvent à la compensation qui s'établit, dans le régime normal, entre la force centrifuge et les forces de circulation ; mais si la circulation prévue n'a pas lieu, la force centrifuge devient prédominante.

Pour toutes ces raisons, les machines théoriquement neutres deviennent actives quand elles dérogent aux conditions de l'hypothèse. Elles ont alors une force rhéomotrice anormale formée de trois parties :

La force centrifuge, toujours intégrale.

La force de circulation, correspondant non à la circulation prévue, mais à celle qui se trouve réalisée.

La force de choc, résultant des réactions sur les orifices.

Quand, par l'obstruction des canaux d'arrivée ou de

sortie, on annule complètement le débit, la force de choc, qui atteint alors son maximum, et la force centrifuge subsistent seules.

Ces deux forces sont également seules à produire la force rhéomotrice *initiale* d'une machine, au moment de la mise en marche, quand le débit n'existe pas encore.

La grandeur et le sens de la force rhéomotrice initiale acquièrent une importance notable dans les ventilateurs.

S'ils déterminent la circulation dans le sens prévu par le tracé, l'appareil s'amorce de lui-même; on dit alors qu'il est *stable*.

Si la force rhéomotrice initiale est nulle, soit parce que la force centrifuge et la force de choc n'existent ni l'une ni l'autre, soit parce qu'elles se font mutuellement équilibre, la circulation ne s'établit pas spontanément, mais la moindre action étrangère, un léger souffle par exemple, suffit pour la déterminer en faisant naître les forces de circulation. — L'appareil est dit *indifférent*.

Si la force initiale est de sens opposé à la force rhéomotrice régulière qu'il s'agit d'obtenir en marche courante, une impulsion énergique peut seule amorcer dans le sens voulu l'appareil, qui continuera de fonctionner régulièrement, à moins qu'une réduction de débit accidentelle ne vienne réduire les forces de circulation et renverser le sens du courant. Une semblable machine, qu'il est facile de réaliser, serait dite *instable*. Il est probable que les ventilateurs centrifuges, dont le pouvoir déprimant est largement accru par les forces de circulation, pourraient fonctionner d'une manière instable avec le courant d'air retourné, si leur ouïe était pourvue d'un cône récupérateur.

Enfin, dans le cas où la parfaite symétrie des canaux d'arrivée et d'évacuation se joint à l'absence de toute force centrifuge, l'appareil peut indifféremment aspirer ou souffler suivant le sens de l'amorçage initial. — On a de la sorte un système réversible.

(A suivre.)

PRIX-COURANTS

DES

CHARBONS ET COKES — FONTES, FERS ET ACIERS, ET MÉTAUX DIVERS

AU 15 MAI 1892.

CHARBONS ET COKES

A Saint-Etienne.

	la tonne.	
Pérats, bonne qualité	29 ^f ,00	31 ^f ,00
— qualité ordinaire	26,00	28,00
Grelassons et débris, premier choix	23,00	25,00
— — deuxième choix	20,00	22,00
Petites chatilles lavées	19,00	20,50
— non lavées	16,00	17,00
Grenettes lavées	16,50	17,50
Malbroug	20,00	23,00
Charbon pour gaz, première qualité	17,00	19,00
— — deuxième qualité	17,00	19,00
Menu sortant forge, première qualité	22,00	25,00
— — deuxième qualité	20,00	21,00
Menu criblé ou lavé forge	19,00	21,00
Grenettes lavées forge	21,00	22,00
Charbon de chauffage, première qualité	17,00	20,00
— — deuxième qualité	13,00	15,00
Menu pour la grosse forge	17,00	18,00
Menu pour fours à chaux	11,00	12,00
Menu fin ordinaire	11,00	13,00
Agglomérés	21,00	24,00
Coke lavé, premier choix	30,00	35,00
— deuxième —	25,00	30,00
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	23,00	25,00
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage	26,00	30,00
— escarbilles	12,00	15,00

Mouillères de Rive-de-Gier.

Pérats	■	■
Grêles	24,00	29,00
Chatilles	19,00	25,00
Malbroug	21,00	23,00
Menu	14,00	17,00
Agglomérés	21,00	23,50
Coke lavé	30,00	35,00
Coke non lavé	23,00	25,00
Agglomérés ovoïdes	■	21,00

Nord et Pas-de-Calais.

Coke de fonderie.	26	francs	la tonne.
Briquettes	17		—

Belgique.

Anthracite en gailletterie	15	à 16	—
Têtes de moineaux	22	à 23	—
Menu maigre	5	à 6	—

Allemagne (quai de Magdebourg).

Charbon à gaz Westphalien tout venant.	23,75	—	
Houille de la Haute-Silésie.	21,25	—	
Houille de la Saxe	25	—	
Lignite de Bohême	10,875	—	

FONTES, ACIERS ET FERS**SAINT-ÉTIENNE :**

Aciers naturels : massiaux.	20	francs les 100 k.	
Aciers Siemens-Martin : lingots bruts	15 à 25	—	—
Aciers cimentés	30 à 35	—	—
Aciers corroyés raffinés : 1 corroyage	90	—	—
Aciers fondus au creuset	40	—	—
Aciers chromés	200	—	—
— au tungstène	300	—	—
Produits mixtes (fer et acier fondu)	120	—	—
Fers fins : pour l'artillerie.	34	—	—
Fers fins au bois.	38	—	—
Fer ordinaire (prix de base).	17	—	—
Tôles ordinaires	24	—	—
— n° 3	26	—	—
— 4	30	—	—
— 5	35	—	—
— 6	38	—	—
— 7	42	—	—
Tôles acier construction.	25	—	—
— — chaudières	31	—	—
Aciers laminés au grand mill.	21	—	—
— moyen mill	25	—	—
— petit mill	29	—	—

NORD Fontes d'affinage	70	—	la tonne.
— pour Bessemer	75	—	—
— pour Martin	77,50	—	—
Fontes de moulage.	85	—	—

MEURTHE-ET-MOSELLE. Fontes d'affinage blanches.	55,50	—	—
— truitées blanches.	56,50	—	—
— — grises	57,50	—	—
— grises	58	—	—
— de moulage	64,50 à 68,50	—	—

HAUTE-MARNE. Fers (prix de base)	15,50 à 16	—	les 100 kil.
--	------------	---	--------------

ANGLETERRE.	Middlesbrough, fonte de Cléveland n° 3, ...	50	la tonne.
ALLEMAGNE.	Fers finis en barres	13,75	à 14,375 les 100 k.
	— fins grains	16,25	à 16,875 —
	Cornières	15	à 15,625 —
	Poutrelles.	10,625	à 11,25 —
	Tôles à chaudières	19,375	à 20 —
	— à réservoirs	17,50	—

Cours des métaux.

CUIVRE :	Londres :	Chili en barres	114	les 100 kil.
	Paris :	Chili en barres.	123,75	—
	—	marques ordinaires.	120	—
	—	Best selected.	130	—
	—	Minerai de Corocoro	120	—
PLOMB :	Londres	26,75	—	
	Paris	28	—	
ZINC :	Londres :	marques ordinaires	54,60 à 54,85	—
	—	— spéciales	55 à 55,25	—
	Paris :	Silésie	60,75	—
		bonnes marques.	60,25	—
ETAIN :	Londres :	Détroits.	237,50	—
	—	Anglais.	242,50 à 243,75	—
	Paris :	Banca.	252,50	—
	—	Billiton.	246,25	—
	—	Détroits.	245	—
	—	Anglais	247,50	—

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ

1^o Publications périodiques.

- Annales des Mines, tome XX, 6^e liv. de 1891 (8^e série); tome I, 1^{re}, 2^e et 3^e liv. de 1892 (9^e série).
- Annales des Ponts et Chaussées : décembre 1891, janvier 1892.
- Annales industrielles, 11 numéros.
- Association amicale des anciens élèves de l'Ecole nationale supérieure des mines : bulletins de décembre 1891, janvier, février, mars 1892.
- Bulletin de la Société d'Encouragement : janvier, février, mars 1892.
- Bulletin technologique de la Société des anciens élèves des Ecoles nationales d'arts et métiers : 3^e et 4^e liv. de 1892, Annuaire de 1892.
- Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse : bulletins de janvier, février, mars 1892.
- Bulletin de l'Union des charbonnages : 24^e année; n^o 1 (1892).
- Le Génie Civil : tome XX, 11 numéros; tome XXI, 2 numéros.
- L'Institut des mines à Saint-Petersbourg : 1888, 1 vol.; 1890, 1 vol.; 1891, 4 vol.
- Jurisprudence générale, par Dalloz : 1 cahier de 1891. — 4 cahiers de 1892.
- Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils : décembre 1891, Annuaire de 1892; janvier, février 1892.
- Résumé des séances de la Société des Ingénieurs civils : table des résumés de 1891. — 8 janvier, 22 janvier, 5 février, 19 février, 4 mars, 18 mars, 1^{er} avril 1892.
- La Nature (Revue) : 20^e année, 11 numéros.
- Revue de la Législation des mines, par E. Delecroix : janvier-février 1892. — Statistique des houillères en France et en Belgique (1892).
- Revue universelle des Mines et de la Métallurgie, de Guyper : tome XVII, janvier, février et mars 1892.
- Société des ingénieurs sortis de l'Ecole provinciale d'Industrie et des Mines du Hainaut : 3^e série, tome I, 1^{re} et 2^e liv. (1892).
- Memoirs of the Geological Survey of England : 15 brochures, de 1875 à 1890.

Proceedings of the South-Wales institute of Engineers : n° 5, novembre 1891.

Iron, the Journal of sciences metal and manufactures : volume XXXIX, 13 numéros.

The Engineering and mining Journal : tome LIII, 12 numéros.

Transactions of the North of England institute of mining and mechanical Engineers tome XL, 4^e partie ; tome XLI, 1^{re} partie.

Transactions of the New-York Academy of Sciences.

Jahrbuch der K. K. Geologischen Reichsanstalt.

Verhandlungen der K.K. Geologischen Reichsanstalt, nos 15, 16, 17 et 18 de 1891 ; nos 1, 2, 3, 4, 5 (1892).

Zeitschrift der deutschen geologischen gesellschaft : tome XLIII, juillet, août et septembre (1891).

Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen-Wesen : tome XL, 2^e liv. (1892).

Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure : tome XXXVI, 13 numéros.

Zeitschrift für das Deutsche Eisenhüttenwesen : tome XII, nos 4, 5, 6, 7 et 8 (1892).

Giornale del Genio civile, Rome : décembre 1891 ; 30^e année (janvier (1892).

Boletin de minas y construcciones, de Lima : 9^e année, vol. 3 et 4, n° 1 (1892).

Revista minera metallurgica y de Ingeniera : 11 numéros.

Jern-Kontorets, Stockholm, 1^e liv. (1892).

2° Dons faits à la Société.

L'éclairage, le chauffage et la force motrice par les hydrocarbures lourds, par A.-M. Villon, ingénieur-chimiste. 1 brochure (hommage de l'auteur).

Manuel pratique de phototypie, par J. Voirin. 1 vol. in-8° (1892).

El Ferrocarril, journal de Santiago. 10 numéros de janvier 1892.

L'Epoca, journal de Santiago. 2 numéros de janvier 1892.

Recueil des arrêtés préfectoraux concernant la police des mines de houille dans le bassin de la Loire, dressé et annoté par Léon Michel. 1 vol. in-8° (1892). — Hommage de l'auteur.

Rapport sur les essais faits en vue de reconnaître la qualité et les propriétés de résistance des produits des usines de MM. de Wendel et C^{ie}, par M. Tetmajer (traduit par Ed. Meister). 1 vol. in-8°.

La participation des ouvriers aux bénéfices et les difficultés présentes, par M. A. Gibon. 1 brochure (1892). — Hommage de l'auteur.

La grève générale des mineurs dans le Nord et le Pas-de-Calais (1891), par J. Plichon. 1 brochure. — Hommage de l'auteur.

ACTES ADMINISTRATIFS

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX

DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 15 mars 1892.

Sont présents : MM. Brustlein, Chansselle, Clair, Desbief, Devillaine, Evrard, Grand'Eury, Leseure, Termier et Voisin. S'excusent : MM. Castel, *président*; Baretta, Carvès, Rollet et Wéry.

Admission de 5 nouveaux membres; 2 démissions; 5 décès.

Dépouillement de la correspondance.

Renouvellement partiel du Conseil d'administration.

Deux médailles d'or sont décernées l'une à M. Mortier et l'autre à M. Le Verrier.

Composition du *Bulletin*, 4^e livraison de 1891.

Exposition de Chicago.

Séance du 3 mai 1892.

Sont présents : MM. Castel, *président*; Baretta, Chansselle, Clair, Grand'Eury, Leseure, Pinel, Du Rousset, Termier, Villiers, Voisin et Wéry. S'excusent : MM. Brustlein et Evrard.

Admission de 11 nouveaux membres; une démission, un décès.

Dépouillement de la correspondance.

Don de 100 francs à la Fête de bienfaisance du Soleil en faveur des victimes du grisou.

Composition du *Bulletin*, 1^{re} livraison de 1892.

Examen de la situation financière de la Société.

Préparation à l'Assemblée générale.

Projet de reconstitution du Bureau du Comité de district de Paris.

SUPPLÉMENT

A LA LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 15 MAI 1892.

NOUVEAUX MEMBRES

- Billy (de)**, ingénieur au Corps des Mines, à Saint-Etienne.
Catrice, industriel, à Arras (Pas-de-Calais).
Coste, ingénieur au Corps des Mines, à Saint-Etienne.
Escarré (ALFRED), ingénieur aux Mines de Graissessac (Hérault).
Dianous (de), ingénieur aux Ateliers de La Chaléassière, Saint-Etienne.
Gorrand, ingénieur de la Maison Michalon et Pailleret, Saint-Etienne.
Leproux, ingénieur des Mines, professeur à l'Ecole des Mines, St-Etienne.
Maudeck, inspecteur du service des combustibles de la Compagnie des Chemins de fer de l'Est, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
Michallet (PAUL), fabricant de produits réfractaires, à Vado, près Savone (Italie).
Poteau, contrôleur des Mines, à Douai (Nord).
Ray, ingénieur aux Houillères de Montchanin (Saône-et-Loire).
Saladin (EDOUARD), ingénieur civil des Mines, 57, avenue Victor-Hugo, Paris.
Schmidt, ingénieur civil, 19, boulevard Haussmann, Paris.
Szpreglewski (JEAN), agent général de la Société française des poudres de sûreté, à Beaucaire (Gard).

CHANGEMENTS D'ADRESSES

- Barillon (LÉON)**, ingénieur-directeur aux mines d'Aniche, à Aniche (Nord).
Blanc (HENRI), ingénieur principal des Houillères de Dombrowa (Pologne russe).
Brard (F.), ingénieur de la Société française des charbonnages du Tonkin, à Hongay (Tonkin).
Bresson (LOUIS), ingénieur en chef des travaux du jour à la Compagnie des Mines de Nœux (Pas-de-Calais).
Buisson (CUR.), ingénieur-directeur des Houillères de Commentry (Allier).
Chastel, ingénieur aux mines d'Azuagua, par Llerena, province de Badajoz (Espagne).
Dayras, secrétaire du directeur de la Compagnie de Commentry-Fourchambault, Paris.
Desjuzeurs, ingénieur-directeur de l'Association lyonnaise des propriétaires d'appareils à vapeur, Lyon.

- Dufranc** (ALEXIS), ingénieur, délégué du Conseil d'Administration de la Compagnie des Mines de Czeladz, à Sosnowice (Pologne russe).
- Dumas** (L.), directeur général du service métallurgique de la Compagnie de Commentry-Fourchambault, Paris.
- Fayol** (PAUL), directeur des Mines de Brassac (Puy-de-Dôme).
- Guinamard**, ingénieur aux Mines de Meurchin, à Bœuvin (Pas-de-Calais).
- Lamarche** (LOUIS), directeur des Aciéries, Hauts-Fourneaux et Forges de Trignac, par Saint-Nazaire (Loire-Inférieure).
- Lemay** (PAUL), ingénieur-directeur des travaux aux mines d'Aniche, à Sin-le-Noble, près Douai (Nord).
- Léon** (ALFRED), ingénieur de la Compagnie du gaz de Madrid, Felipe IV, n° 6, à Madrid.
- Mathet** (PROSPER), directeur des mines d'anthracite de Montjean (Maine-et-Loire).
- Maurice** (JOSEPH), ingénieur à Villanuevanimas, province de Séville (Espagne).
- Péguet**, ingénieur principal des Mines de Decazeville (Aveyron).
- Pellé**, ingénieur des Mines, ingénieur-adjoint au chef d'exploitation des Chemins de fer de l'Etat, à Paris, 70, rue d'Assas, Paris.
- Piffaut**, directeur des Mines de Perrecy-les-Forges (Saône-et-Loire).
- Planchard** (LÉON), directeur des mines et usines de Decazeville, Société de Commentry-Fourchambault, à Decazeville (Aveyron).
- Sarran**, ingénieur civil des Mines, 4, rue des Ortolans, à Avignon (Vaucluse).
- Tauzin**, ingénieur en chef des Mines, à Rodez (Aveyron).
- Zyromski**, directeur des usines de Pompey (Meurthe-et-Moselle).
-

TABLE GÉNÉRALE DES MATIÈRES

TOME V — 1891

Géologie et exploitation des mines.

Etude sur l'étage carbonifère du Bas-Boulonnais, par M. L. BRETON, ingénieur-directeur des travaux de la Compagnie du chemin de fer sous-marin entre la France et l'Angleterre.....	35
Notice sur les ardoisières de Rochefort-en-Terre, par M. Alex. AUTISSIER, ingénieur, directeur-gérant de ces ardoisières.....	295
Etudes techniques et économiques sur les minerais de fer, par M. DANTON, fondateur des mines de fer de l'Anjou.	311
Bassin houiller de Carmaux-Albi, par M. J. LAROMIGUIÈRE, ingénieur civil des mines.....	647
Etude sur les gisements cuivreux de la Société anonyme de Jerez-Lanteira, province de Grenade (Espagne), par M. H. TERRAILLON, ingénieur.....	845
Note sur l'installation d'une pompe souterraine au puits du Viaduc, à Gagnières, par M. NAGEL, ingénieur-directeur des houillères des Salles et Montalet.....	631
Résumé des conclusions du rapport final de la commission autrichienne du grisou (traduction de M. René GREY).	663

Métallurgie.

Note sur la métallurgie de l'aluminium et sur ses applications, par M. U. LE VERRIER, ingénieur en chef au Corps des mines, professeur au Conservatoire des Arts et Métiers.....	53
Note sur l'exposition de MM. Deflassieux frères, de Rivede-Gier.....	139
Note sur le nouveau système de fours Siemens à gaz régénérés, par M. P. POUFF, ingénieur des Arts et Manufactures....	273
Etudes techniques et économiques sur le traitement industriel des minerais de fer, par M. DANTON.	363 et 591
Fabrication du coke, par M. ROSSIGNEUX, ingénieur civil des mines.....	387 et 505
La métallurgie à l'exposition industrielle de St-Etienne, par MM. REYNAUD et MARIOTTE, ingénieurs de la Compagnie des Forges et Aciéries de Saint-Etienne.....	733

Constructions et industries diverses.

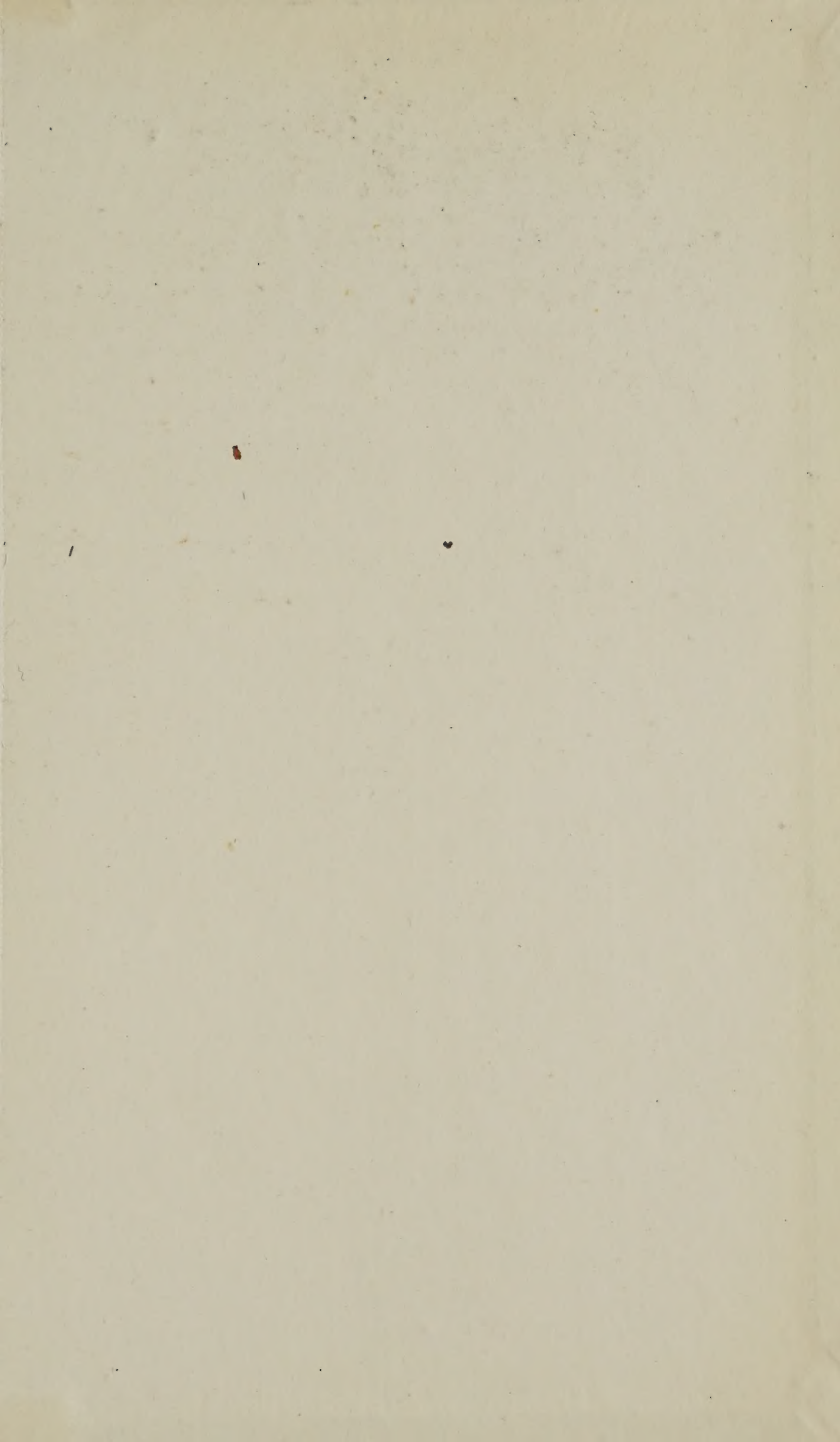
Note théorique et expérimentale sur le graissage des machines, et les lubrifiants, par M. DRON-LISBET, ingénieur civil des mines.....	5
Note sur les machines à distributeur rotatif, construites par MM. V. Biérix et C ^{ie} , par M. COUFFINHAL, ingénieur en chef des Ateliers de la Chaléassière.....	113
Machine d'extraction du puits Montmartre n° 1, des mines de Beaubrun, construite par MM. Schneider et C ^{ie} , au Creusot.....	479
Matériel électrique construit par MM. Schneider et C ^{ie} , par M. FAIVELAY, ingénieur du Creusot.....	485
Exposition de Saint-Etienne. — Note sur la construction métallique, par M. Gabriel GORRAND, ingénieur de la Maison Michalon et Pailleret.....	833
Essai d'une théorie générale applicable à toutes les machines à fluide, par M. MORTIER, ingénieur-directeur de la Société Edison de Saint-Etienne.....	935

Statistique, Jurisprudence.

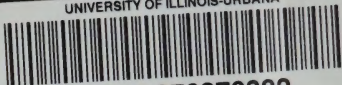
Extrait de Jurisprudence.....	143
Note sur le cinquantenaire de M. F. Chalmeton, directeur de la Compagnie houillère de Bessèges.....	711
Statistique des mines et usines de Belgique pour l'année 1889, par M. HARZÉ (Ernest).....	163
Prix-courant des charbons, cokes, fontes, aciers, fers et métaux divers au 1 ^{er} août 1891.....	199
— au 30 novembre 1891.....	497
— au 15 février 1892.....	725
— au 15 mai 1892.....	957
Liste des publications reçues par la Société.	201, 500, 728 et 960

Documents administratifs.

Assemblée générale ordinaire du 17 mai 1891....	204
Extrait des procès-verbaux des séances du Conseil d'administration.....	233, 502, 730 et 962
Liste générale des membres de la Société au 1 ^{er} août 1891.	235
Suppléments à cette liste.	503, 731 et 963



UNIVERSITY OF ILLINOIS-URBANA



3 0112 076276382